А. П. Гаршин, С. М. Федотова

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

ТОМ 1

АБРАЗИВНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

УЧЕБНИК ДЛЯ ВУЗОВ

Под общей редакцией **А. П. Гаршина**

2-е издание, исправленное и дополненное

Рекомендовано Учебно-методическим объединением по университетскому политехническому образованию в качестве учебника для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению подготовки «Технологические машины и оборудование»

Москва • Юрайт • 2021

УДК 621.92(075.8)
ББК 34.638.7я73
Г21

Авторы:

Гаршин Анатолий Петрович — доктор технических наук, старший научный сотрудник, профессор кафедры базовой подготовки иностранных граждан Института международных образовательных программ Санкт-Петербургского политехнического университета Петра Великого;

Федотова Светлана Михайловна — кандидат технических наук, старший научный сотрудник. В период подготовки рукописи книги занимала должность заместителя главного технолога абразивного завода «Ильич», г. Санкт-Петербург.

Рецензенты:

Удалов Ю. П. — доктор химических наук, профессор кафедры общей химической технологии и катализа Санкт-Петербургского государственного технологического института (технического университета), действительный член Академии инженерных наук имени А. М. Прохорова, заслуженный работник высшей школы;

Радкевич М. М. — доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой технологии конструкционных материалов и материаловедения Санкт-Петербургского политехнического университета Петра Великого.

Гаршин, А. П.

Г21 Материаловедение. В 3 томах. Том 1. Абразивные материалы : учебник для вузов / А. П. Гаршин, С. М. Федотова ; под общей редакцией А. П. Гаршина. — 2-е изд., испр. и доп. — Москва : Издательство Юрайт, 2021. — 214 с. — (Высшее образование). — Текст : непосредственный.

ISBN 978-5-9916-8113-1 (т. 1)
ISBN 978-5-9916-8114-8

Учебник «Материаловедение» состоит из трех томов. В первом томе «Абразивные материалы» логично и последовательно представлен весь технологический цикл производства абразивных материалов в куске и зерне (шлифовальные материалы) и методы контроля их физико-механических, магнитных и других свойств. Издание предназначено, прежде всего, для подготовки специалистов технологов-машиностроителей, для которых знание современных материалов является необходимым условием их успешной работы. Поэтому рассмотрение вопросов, связанных с использованием абразивных материалов с применением данного издания, позволит улучшить качество подготовки специалистов машиностроительных направлений.

Издание снабжено рисунками, таблицами, диаграммами.

УДК 621.92(075.8)
ББК 34.638.7я73

ISBN 978-5-9916-8113-1 (т. 1)
ISBN 978-5-9916-8114-8

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ

В настоящем учебнике авторами поставлена цель — показать лучшие достижения в области исследования физико-механических свойств, технологии производства и областей применения абразивных материалов. Данное издание предназначено, прежде всего, для подготовки специалистов технологов-машиностроителей, для которых знание современных материалов является необходимым условием их успешной работы. Поэтому рассмотрение вопросов, связанных с использованием абразивных материалов, с применением данного пособия позволит улучшить качество подготовки специалистов машиностроительных специальностей.

Анализ литературы по описанию областей применения абразивных материалов и инструментов в технике (за последние два десятилетия и более ранний период) позволяет сделать вывод о достаточно широком внедрении различных абразивных материалов и абразивных инструментов на основе различных связок в технике и, как следствие, об актуальности создания отдельного учебного пособия в рамках дисциплины «Материаловедение. Абразивные материалы», в котором было бы уместно описать структуру, свойства, методы получения и области применения современных абразивных материалов в машиностроении и других областях техники. В связи с этим в настоящей работе дана первая попытка предложить следующую структуру такого учебника.

Издание состоит из трех томов. Первый том «Материаловедение. Абразивные материалы» включает четыре главы.

В первой главе приводится классификация абразивных материалов на природные и искусственные материалы, которые в свою очередь делятся на материалы оксидной группы, к которой относятся все разновидности электрокорунда (модификация Al_2O_3) и материалы карбо- и карбидонитридной группы (синтетические алмазы, карбиды кремния и бора, кубический нитрид бора).

Вторая глава посвящена описанию технологии производства электрокорундовых материалов (абразивные материалы оксидной группы). Рассматриваются технологии производства нормального, белого, циркониевого электрокорундов, монокорунда, электрокорундов, легированных хромом и титаном, а также формокорунда и сферокорунда с анализом физико-химических процессов, протекающих при выплавке всех этих материалов.

В третьей главе описана технология производства материалов карбидо-нитридной группы: карбидов кремния и бора, синтетического алмаза и кубического нитрида бора.

Четвертая глава посвящена описанию производства шлифовальных материалов. Приводится классификация шлифматериалов на шлифзерно, шлифпорошки и микропорошки по отечественным и национальным стандартам (США, ФРГ, Япония). Рассмотрены основы теории измельчения абразивного материала, дана классификация измельчительных аппаратов, приведены технологические схемы производства шлифматериалов пооперационно — от грубого дробления (получение шлифзерна) до тонкого измельчения (получение микропорошков). Завершается четвертая глава приведением подробного описания методов определения физико-механических и магнитных свойств шлифовальных материалов.

Во втором и третьем томах рассмотрены технологии производства абразивных инструментов на керамической и органической связках; значительное место также уделено описанию нового современного оборудования, применяемого в производстве абразивного инструмента.

Таким образом, в учебнике логично и последовательно приведен весь технологический цикл производства абразивных материалов в куске и зерне (шлифовальные материалы) и методы контроля их физико-механических, магнитных и других свойств. Представленное именно в таком структурированном виде настоящее издание может быть использовано при подготовке студентов вузов, обучающихся по направлению «Машиностроение и материалообработка». Может быть полезным для инженеров и техников, работающих в области производства абразивных материалов и инструментов. В качестве круга читателей можно рекомендовать также инженеров-производственников и научных работников, специализирующихся в области материаловедения и машиностроения, преподавателей, аспирантов и студентов машиностроительных, политехнических и технологических вузов. Учебник важен как для изучения дисциплины «Материаловедение» в высшей профессиональной школе, так и для российских машиностроительных предприятий. Следует отметить, что представленный материал находится также в сфере насущных интересов ведущих мировых фирм-производителей машиностроительной продукции.

В результате изучения материала учебника студент должен:

знать

- свойства природных и синтетических абразивных материалов, которые могут быть рекомендованы для использования в машиностроении;
- основные технические характеристики и особенности технологий производства электрокорундовых материалов, карбидов кремния и бора, синтетических алмазов и кубического нитрида бора;
- основы теории измельчения абразивных материалов, виды и характеристики измельчительных аппаратов абразивного материала и технологические схемы производства шлифовальных материалов;
- свойства шлифовальных материалов и методы их контроля (контроль структуры, химического и зернового состава, насыпной плотности, содержания магнитных включений, хрупкости абразивных зерен, прочности и износостойкости единичного зерна, абразивной, режущей и полирующей способности, микромеханических характеристик абразивного материала);

- конкретные области применения абразивного материала и инструмента в машиностроении (станкостроение и металлообработка);

уметь

- решать конкретные задачи по выбору абразивных материалов и инструментов для конкретного вида механической обработки металлических изделий и изделий из сплавов, дерева, кожи и др.;
- выбирать и предлагать конкретные технологические режимы для производства всех видов абразивных материалов оксидной группы (электрокорундов нормального, белого, монокорунда, формокорунда, сферокорунда и электрокорунда, легированного хромом, титаном и цирконием);
- решать технические вопросы, связанные с технологиями промышленного производства абразивных материалов кабо- и карбонитридной группы (карбидов кремния и бора, синтетического алмаза и кубического нитрида бора);
- классифицнровать шлифматериалы на шлифзерно, шлифпорошки и микропорошки и пользоваться современными приборами для определения зернистости шлифпорошков абразивных материалов и их физико-механических и других свойств;
- работать на всех приборах для определения технических характеристик абразивных материалов (определение насыпной массы, содержания магнитных включений, режущей способности и прочности единичного зерна, абразивной и режущей способности, полирующей способности);
- сравнивать уровень качества отечественных абразивных материалов с зарубежными аналогами по физико-механическим характеристикам;
- грамотно выбирать различные виды абразивных материалов и инструментов для их конкретного и эффективного использования в машиностроении;

владеть

- умением классифицировать абразивные материалы по их происхождению на природные (алмаз, гранат, корунд, кремень, наждак, пемза, трепел (инфузорная земля), полирит) и искусственные (электрокорундовые материалы на основе Al_2O_3: электрокорунд нормальный, монокорунд, электрокорунд белый, легированные электрокорунды, формокорунд, сферокорунд, карбид кремния, карбид бора, синтетический алмаз, кубический нитрид бора);
- основами технологии производства искусственных абразивных материалов оксидной группы (электрокорундовые материалы), включая схемы аппаратурного оформления технологических процессов выплавки нормального электрокорунда «на выпуск» и «на блок», монокорунда, белого электрокорунда, формокорунда и схему разливки расплава циркониевого электрокорунда в валки-кристаллизаторы;
- основами технологии производства абразивных материалов карбонитридной группы, включая получение карбидов кремния и бора в куске и в зерне (шлифовальные материалы), получение синтетических алмазов и кубического нитрида бора;
- основами технологии производства шлифовальных материалов, включая их классификацию на шлифзерно, шлифпорошки и микропорошки;

- основами теории измельчения абразивных материалов, знанием видов и характеристик измельчительных аппаратов, технологическими схемами производства шлифовальных материалов;
- знанием свойств шлифовальных материалов и методов контроля их качества (химического состава, насыпной плотности, магнитных включений, хрупкости абразивных зерен, прочности единичного зерна и его абразивной и режущей способности, износостойкости, полирующей способности микропорошков и абразивных паст, микромеханических характеристик и эксплуатационных свойств);
- умением решать ряд практических задач, включая умение выбрать и рекомендовать конкретные виды абразивного материала для механической обработки различных материалов (различных черных и цветных металлов, керамических материалов, дерева, кожи и т. п.).

ОТ АВТОРОВ

Абразивная промышленность в России начала формироваться в конце XIX — начале XX века в связи с расширением объемов и повышением требований к процессам шлифования и другим видам абразивной обработки как одному из основных средств обеспечения повышенной точности, надежности и взаимозаменяемости узлов деталей машин и оборудования.

Эти требования инициировали разработку и промышленное внедрение технологий производства искусственных абразивных материалов — электрокорундов и карбида кремния, а в последующем — синтетических алмазов и кубического нитрида бора и инструментов на их основе, что позволило наладить массовый выпуск стабильного по качеству абразивного инструмента.

Первые абразивные предприятия в России появились в конце XIX — начале XX века, а в 1934 году была создана научно-исследовательская лаборатория абразивов и шлифования — ЦНИЛАШ, которая в 1947 году преобразована во Всесоюзный научно-исследовательский институт абразивов и шлифования (ВНИИАШ). С 1960 года ВНИИАШ был утвержден головным научно-исследовательским институтом страны, где разрабатывались новые виды абразивных материалов и инструментов, технологические процессы их производства, машины и приборы для абразивной промышленности.

Большое участие в создании научно-исследовательской организации абразивной отрасли приняли такие крупнейшие ученые страны, как академики А.Б. Ферсман, Д.С. Белянкин, И.В. Гребенщиков.

В послевоенный период в работах института активно участвовали академики Л.Ф. Верещагин, П.Д. Кузнецов, члены-корреспонденты АН СССР П.Ф. Антипин, Н.Н. Качалов и др. В состав ВНИИАШа входили три его филиала: УралВНИИАШ с опытным заводом (создан в 1957 г. в г. Челябинске), ВолжскВНИИАШ (организован в 1960 г. в г. Волжский), УкрВНИИАШ (основан в 1979 г. в г. Запорожье).

В процессе создания, освоения и организации производства абразивных материалов и инструментов ВНИИАШ, как и заводы отрасли, прошел три основных периода своего развития:

изыскание и применение природных абразивных материалов и изготовление инструментов из них (до 1935 г.):

создание и освоение производства искусственных абразивных материалов и инструментов из них (с 1935 г.):

создание и освоение процесса синтеза высокотвердого абразивного материала эльбора и инструментов из него (с 1960 г.).

Используя метод получения и аппаратуру, разработанные Институтом физики высоких давлений АН СССР, сотрудники ВНИИАШа под руководством доктора технических наук Н.Е. Филоненко провели детальные исследования, связанные с определением оптимальных режимов синтеза кубического нитрида бора. На базе этих исследований ВНИИАШ совместно со специалистами абразивного завода "Ильич" освоили промышленную технологию кубического нитрида бора (торговая марка "Эльбор-Р") и абразивного и режущего инструмента на его основе (разработчики: Н.Е. Филоненко, Л.И. Фельдгун, М.А. Варзанов, В.А. Рыбаков, В.С. Лысанов, Я.З. Дукаревич, Ю.М. Ковальчук и др.). В настоящее время абразивный инструмент на основе эльбора широко внедрен в промышленность.

С 1947 года работой по проектированию абразивных заводов и нестандартизированного оборудования для них занимался институт "Гипростанок" (Ленинградское отделение).

Большой вклад в науку об абразивах внесли петрографические исследования, проведенные доктором технических наук профессором Н.Е. Филоненко, которые привели к пересмотру высокоглиноземистой части диаграммы системы $CaO-Al_2O_3-SiO_2$, составленной американскими учеными; были установлены области составов, при кристаллизации которых образуется продукт с максимальным содержанием корунда.

В 1931 году институтом под руководством М.В. Каменцева была разработана технология производства карбида кремния, а в 1936 году под руководством А.В. Тихонова — технология получения карбида бора.

В 1947 году ВНИИАШем была разработана технология получения абразивного материала — монокорунда, а позднее, в 60-х годах прошлого века, — технология выплавки легированных электрокорундов (хромистого, титанистого и хромтитанистого).

В 70-е годы XX столетия ВНИИАШем совместно с Челябинским абразивным заводом разработана и внедрена технология получения циркониевого электрокорунда с использованием валков-кристаллизаторов, позволяющих получать необходимую мелкозернистую структуру материала.

Большой вклад в разработку научных основ и создание технологии, а также в организацию промышленности искусственных абразивных материалов внесли сотрудники ВНИИАШа М.В. Каменцев, Н.Е. Филоненко, А.В. Тихонов, П.В. Голубков, П.П. Тубанов, Ю.М. Ковальчук, В.В. Карлин, М.А. Варзанов, И.А. Кляшторный, А.Н. Порада, С.М. Полонский, В.Т. Ивашинников, А.А. Пыльнев.

В 50-е годы XX века во ВНИИАШе проводились исследования процессов измельчения абразивных материалов, позволяющие определить зависимость формы измельченного зерна и остроту его кромок от типа используемой для измельчения аппаратуры (дробильных аппаратов, бегунков, стержневых мельниц и др.). Это позволило рационально выбрать необходимый тип аппаратов для получения шлифзерна требуемой изометричности и его режущих свойств.

В этой важной работе, положенной в основу получения шлифматериалов для абразивного инструмента, участвовали В.А. Рыбаков, С.Е. Андреев,

Г.И. Канторович, В.Г. Деркач, Е.П. Феофилактова, А.А. Машницкий, П.Б. Нявро, И.Н. Федотов.

Большое значение имели работы ВНИИАШа, связанные с изучением закономерностей процесса производства абразивных инструментов на различных связках. Особое внимание было уделено изучению закономерностей процессов полусухого формования, строению получаемого черепка, установлению понятия структуры шлифовального круга. Определена зависимость твердости и структуры абразивного инструмента от количества связки и давления прессования. На базе исследований найдены рациональные методы расчета системы рецептов смесей, разработана и внедрена в промышленность технология прессования кругов с регулируемыми структурой и свойствами.

В годы 10-й пятилетки прошлого века разработана новая технология производства абразивного инструмента, которая базируется на применении тонкоизмельченных фриттованных связок, механическом дозировании, укладке и разравнивании смеси в пресс-форму и на процессе прессования с гидроплитами. Такая технология гарантирует получение абразивных кругов, равноплотных в каждой точке круга. При этом термообработка инструмента на керамических связках выполняется в туннельных либо щелевых печах. Построены первые поточные линии для производства абразивного инструмента диаметром 500–600 и 150–200 мм и поточные линии для контроля продукции. Созданы станки для обработки абразивного инструмента с применением стандартного, а также специального алмазного инструмента. Для контроля твердости абразивного инструмента созданы прибор "Звук" и станки для определения механической прочности кругов на разрыв.

Ученые и специалисты института провели исследования по созданию новых и совершенствованию существующих технологических процессов производства шлифкругов на органических связках.

В 30-е и 40-е годы прошлого века эти исследования были направлены на совершенствование рецептур изготовления кругов на жидком бакелите. Затем была разработана технология производства на пульвербакелите, что сократило производственный цикл и повысило качество инструмента. Совершенствование технологии и перевод кругов на пульвербакелит позволили увеличить удельный вес кругов на бакелитовой связке с 22 % в 1932 году до 40 % от общего выпуска абразивного инструмента на всех связках (в тоннаже).

Производство инструмента на вулканитовой связке было переведено с натурального на синтетический каучук.

Разработана технология термической обработки кругов на вулканитовой связке и созданы электрические вулканизаторы и бакелизаторы.

В послевоенный период технология изготовления инструмента на органических связках быстро развивалась в направлении повышения его прочности и режущих свойств. Были созданы круги на бакелитовой и вулканитовой связках для работы инструмента со скоростью 50 м/с.

Созданы специальные круги для резьбошлифования, а также круги толщиной 0,18 мм для резки дорогостоящих металлов и сплавов.

Следующим этапом было введение в круги на бакелитовой связке металлических колец или стеклосетки для их упрочнения.

Разработаны новые марки фенолформальдегидных смол и каучуков. Прочность абразивных инструментов холодного прессования на бакелитовой связке возросла с 10 до 13–17 МПа. Появились абразивные инструменты для обдирочных работ, которые обеспечивали коэффициент шлифования порядка 2–3 кг металла/кг абразива.

В 70-е годы предложены новые виды абразивных материалов (циркониевый электрокорунд, формокорунд) и новые связки, разработана технология горячего прессования и созданы инструменты, прочность которых возросла до 30 МПа и которые успешно применяются для обдирочного шлифования легированных сталей и сплавов с коэффициентом шлифования 20–30 и более. Разработка таких кругов явилась подлинной революцией в абразивной обработке, так как усилие прижима круга к изделию возросло до 5000–10 000 Н, съем металла увеличился до 250–300 кг/ч, а скорость шлифования – до 60–80 м/с. Эта технология потребовала не только новых связок и более прочного абразивного материала, но и создания новых прессов с нагревательными плитами, специальных бакелизаторов и станков для механической обработки кругов.

Работы ВНИИАШа и УралВНИИАШа завершились созданием технологии изготовления отрезных кругов, упрочненных стеклосеткой. Эти круги вначале работали при скорости 50 м/с, затем при 60–80 м/с, и в 70-е годы промышленность стала выпускать круги, работающие при скорости 80–100 м/с.

Первоначально отрезные круги изготавливались диаметром 300–350 мм, затем — 600–700 мм. В 10-й пятилетке промышленность освоила выпуск отрезных кругов диаметром до 1200–1500 мм. Для испытания прочности таких кругов созданы специальные станки типа СИП-1000С и СИП-2000С, на которых можно испытать шлифовальные круги диаметром до 2000 мм.

ВНИИАШ и УралВНИИАШ провели широкие исследования и разработали технологию изготовления шлифовальной шкурки на разных основах и клеях.

В 1965 году ВНИИАШ разработал технологию изготовления шлифовальной шкурки на синтетических клеях, а в 1976 году на Запорожском абразивном комбинате было завершено строительство и сдан в эксплуатацию промышленный комплекс по производству шлифовальной шкурки на синтетических клеях, включающий цех варки синтетических смол, две линии аппретирования, аппарат для изготовления шлифовальной шкурки. Для обеспечения производства сырьем ВНИИАШ в содружестве со специальными организациями и заводами освоил более 50 разнообразных сырьевых материалов, включая шлифзерно карбида кремния специального помола.

В развитие технологии производства абразивных инструментов и создание ее научных основ существенный вклад внесли Н.Е. Филоненко, Л.Ф. Рентель, В.Н. Любомудров, В.Г. Воано, С.Г. Воронов, М.Г. Эфрос, Н.П. Згонник, Б.И. Фальковский, М.А. Зайцева, М.Е. Уланова, Н.Л. Нейман, А.И. Мезенцев, С.М. Федотова, Ю.Ф. Юликова, С.П. Суров, С.Н. Бреслер.

В первые годы существования института его специалисты в содружестве с первенцами первой пятилетки, автомобильным заводом "АМО" (ныне — ЗИЛ), ГПЗ-1 и др., осваивали процессы абразивной обработки деталей автомобилей и подшипников. В годы Великой Отечественной войны они помогали предприятиям страны осваивать выпуск продукции для фронта, в том числе обработку деталей для танков Т-34.

В 70-е и последующие годы специалисты ВНИИАШа активно участвовали в освоении процессов абразивной обработки на таких гигантских промышленных предприятиях, как АвтоВАЗ, КамАЗ, ЗИЛ, ГАЗ, новых автомобильных и подшипниковых заводах, а также осваивали процессы скоростного и силового обдирочного шлифования на металлургических заводах страны, обработки древесностружечных плит на заводах промышленности стройматериалов, кинескопов телевизоров на заводах радиоэлектронной аппаратуры, процессы обработки деталей тракторов, железнодорожных вагонов, оптического стекла, турбин коллекторов электродвигателей на заводах энергомашиностроения, труб на заводах черной металлургии и многое другое.

Большая работа по созданию научных основ, разработке новых и совершенствованию существующих процессов абразивной обработки проведена учеными и специалистами ВНИИАШа (Г.М. Ипполитовым, В.Д. Гляссом, Г.Ф. Кудасовым. А.М. Карташевым, Н.Ф. Баранцом, Н.И. Волским, В.И. Муцянко, З.И. Кремнем, Л.Н. Филимоновым, Г.И. Саютиным, А.В. Мурдасовым), а также отраслевых и учебных институтов и заводских лабораторий (В.А. Кудиновым, А.Н. Резниковым, А.А. Моталиным, С.А. Поповым, В.Н. Комиссаржевской). В освоение новых процессов абразивной обработки на заводах машиностроения много труда вложили работники ВНИИАШа и заводов (К.Г. Слюсаренко, Г.И. Волков, А.А. Шульпин, В.А. Ананьян, Д.Ф. Шпотаковский и многие другие).

Техническое перевооружение заводов абразивной отрасли потребовало пополнения новым современным оборудованием, а также создания некоторых специальных его видов.

За прошедшие годы ВНИИАШем, ВолжскВНИИАШем, УралВНИИАШем и специализированными организациями проведена значительная работа по изысканию оборудования для оснащения абразивного производства в смежных отраслях, а также по созданию специализированного оборудования для производства абразивных материалов и шлифматериалов (печей, дробильно-рассевного оборудования, классификаторов, магнитных сепараторов, фильтров), для производства абразивных инструментов (разнообразных дозаторов, машин для укладки формовочной смеси, формовочных агрегатов, механических и пневматических съемников изделий, сушил, щелевых и туннельных печей, бакелизаторов и вулканизаторов).

Наибольший вклад в разработку и создание оборудования и приборов для абразивной отрасли внесли А.С. Гуревич, Б.А. Глаговский, В.А. Нигматуллин, Н.П. Згонник, И.Б. Московенко, А.Я. Хаит, О.С. Масевич, В.А. Яшин, Н.Ф. Волынин, Ю.М. Немов, Н. В. Лапчевский, Н.В. Федосеев, И.И. Тупикин, В.И. Федулов, С.М. Баканов, Н.Т. Попов, А.И. Мезенцев, В.И. Масягин, П.И. Сериков, В.П. Захаров, А.М. Репин и др.

В настоящем учебном пособии авторы постарались наряду с результатами собственных исследований в области получения, свойств и областей эффективного применения абразивных материалов и инструментов в первую очередь обобщить результаты исследований вышеупомянутой замечательной когорты научных работников, в разные годы работавших во ВНИИАШе, а также сотрудничающих с ним.

ЧАСТЬ I

АБРАЗИВНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Глава 1

КЛАССИФИКАЦИЯ АБРАЗИВНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Абразивные материалы (абразивы) — это вещества повышенной твердости, используемые для механической обработки (шлифования, резания, истирания, заточки, полирования) металлов, сплавов, минералов, стекла и других материалов, а также для бурения горных пород [1].

По происхождению абразивные материалы разделяют на природные и искусственные.

1.1. Природные абразивные материалы

К основным природным абразивам относятся алмазы, гранаты, корунд, кремень, наждак, кварц, пемза, трепел, полирит и др. Краткая характеристика этих материалов приведена в табл. 1.1.

Следует отметить, что в настоящее время помимо указанных природных абразивов (см. табл. 1.1) находят применение и другие природные материалы. Так, для пескоструйной обработки, резки камня, производства полировальных работ и облицовки дробилок используют некоторые скальные породы — гранит, кварцит, флинт, риолит, нефелин, менит. Находят применение также и такие природные материалы, как оливин, дунит, ставролит (для струйной обработки под давлением), полевой шпат, каолин, диатомит, перлит. Более детальное описание природных абразивных материалов представлено в [2, 4, 9].

1.2. Искусственные абразивные материалы

Искусственные абразивные материалы по технологическим особенностям их производства можно разделить на три основные группы:

1) электрокорундовые материалы (на основе Al_2O_3), получаемые методом плавления в рудотермических электропечах;

Таблица 1.1

Характеристика основных природных абразивных материалов по [4]

Происхождение и месторождение	Разновидности и состав материала	Основные физико-химические свойства	Область применения и объем мировой добычи
		Алмаз	
Генетически связан с породами: перидотитами, кимберлитами и др. В этих породах алмазы кристаллизуются на больших глубинах при высоких температурах и давлениях. Основные районы добычи: Россия (Якутия, Урал), Южная и Юго-Западная Африка (Заир, ЮАР, Ботсвана, Намибия), Бразилия, Индия	1. Борт-сростки неправильных форм и шаровидные агрегаты. 2. Карбонадо-агрегаты тонкозернистого строения, пористые, окрашены в буровато-черный цвет. Бесцветные образцы состоят из чистого углерода. Окрашенные и непрозрачные образцы дают в несгораемом остатке SiO_2, MgO, CaO, FeO, Fe_2O_3, Al_2O_3, TiO_2 и др. Иногда наблюдаются включения графита	Кристаллы, обычно октаэдрической формы, реже додекаэдрической, кубической и тетраэдрической формы. Наиболее крупные кристаллы весят от сотен до тысяч карат (например, масса кристалла «Каллиман» – 3025 карат). Кристаллы бывают бесцветные, а также голубого, синего и черного цветов, хрупкие. $H_м = 10$; $H_μ =$ $= 100$ ГПа; $ρ_к = 3470–3562$ кг/м^3, показатель преломления равен 2,427. Основные разновидности алмаза – баллас, карбонадо, борт	Ювелирное дело, металло- и камнеобработка, абразивная отрасль, бурение горных пород, карандаши для правки абразивных кругов, обработка часовых камней, сверление и шлифование стекла. Объем мировой добычи – около 34 млн. карат, в том числе около 9 млн. карат ювелирных
		Гранат	
Возник в результате реакции кислых магм с карбонатными породами. Широко распространен в кристаллических сланцах как новообразование. Основные районы добычи: США, Австрия, Шри-Ланка, ЮАР, Танзания, Малагасийская Республика, Аргентина, Испания, Япония. Содержание граната в рудах составляет 6–15 %, а в концентратах – 45–90 %	Альмандиновый ряд: пироп $Mg_3Al_2(SiO_4)_3$, альмандин $Fe_3Al_2(SiO_4)_3$, спессартин $Mn_3Al_2(SiO_4)_3$; андрадитовый ряд: гроссуляр $Ca_3Al_2(SiO_4)_3$, андратит $Ca_3Fe_2(SiO_4)_3$, уваровит $Ca_3Cr_2(SiO_4)_3$. В промышленности используется изоморфная смесь альмандина, пиропа, спессартина (встречается в гранитах и гранитных пегматитах)	Кристаллы чаще имеют форму ромбического додекаэдра, редко встречаются грани куба или октаэдра. Окраска кристаллов различная: пироп – темно-красный, розово-красный, черный; альмандин – красный, буро-красный, черный; спессартин – темно-красный, оранжево-красный, бурый. Бесцветные кристаллы почти не встречаются. Твердость 13,0–16,0 ГПа. Плотность 3510–4250 кг/м^3	Прозрачные и красиво окрашенные кристаллы используют в ювелирном деле, гранаты альмандинового ряда – как абразив в машиностроении, в производстве оптического стекла и в мебельной промышленности. Объем мировой добычи – 27000 т/год

Происхождение и месторождение	Разновидности и состав материала	Основные физико-химические свойства	Область применения и объем мировой добычи
Корунд			
1. Глубинные магматические породы: сиениты, анортизаты, андезиты, базальты, пегматиты и др. 2. Кристаллические известняки 3. Корундовые породы, возникшие путем регионального метаморфизма за счет превращения в кристаллические сланцы богатых глиноземом осадков (бокситов). Основные районы добычи: США, СНГ, Родезия, ЮАР, Кения, Малагасийская Республика, Индия, Малайзия, Греция, Аргентина, Канада. Массовое содержание в рудах 5–45 %, в концентратах – 35–80 %	1. α-Al_2O_3, область существования – 773–1773 К. 2. β-Al_2O_3, устойчив при весьма высоких температурах. 3. γ-Al_2O_3 получается искусственно из гидроксида алюминия прокаливанием до температуры ниже 1223 К. Массовое содержание γ-Al_2O_3 – 53,2 %, ничтожные доли примесей в виде Cr, Fe^{3+}, Ti. Выделены четыре морфологических типа корунда: бипирамидальный, длиннопризматический, ромбоэдрический и пинакоидный	Встречаются бочковидные, столбчатые, пирамидальные и пластинчатые кристаллы размером до 100 мм в поперечнике. Встречаются как бесцветные, так и окрашенные кристаллы: лейкосапфир – бесцветный, рубин – красный, сапфир – синий, «восточный топаз» – желтый, «восточный аметист» – фиолетовый, «восточный изумруд» – зеленый. Чаще всего встречаются корунды синевато- или желтовато-серого цвета. Твердость по Моосу 9,0. Микротвердость H_μ = 19–22 ГПа; плотность 3950–4100 кг/м³	Прозрачные кристаллы различной окраски составляют группу драгоценных камней и применяются в ювелирном деле. Чаще всего встречаются корунды в виде кристаллов синевато- или желтовато-серого цвета размером от 50 до 150 мкм, применяются для полировки стекол в оптической промышленности. Объем мировой добычи – около 12000 т/год
Кремень			
Образуется в результате осаждения кремнезема в виде геля из морской воды на дне водоемов либо из коллоидных растворов в трещинах и породах уже сложившихся горных пород, последующего старения геля и его кристаллизации; залегает в виде пластов известняков, реже – мергелей, трепелов, глин и песчаников. Основные районы добычи: Россия, СНГ, Англия, Бельгия. Массовое содержание SiO_2 в кремне 85–98 %	Плотный агрегат кремнезема, халцедона и кварца с примесью опала, гидроксидов железа, органического вещества и остатков кремнистых скелетов морских организмов. Желто-бурые и черные конкреции, желваки содержатся главным образом в известняках, меле и мергелях	Имеет скрытокристаллическую структуру. Цвет белый и светло-серый (чистый кремень), коричневый, красноватый или бурый (примесь гидроксида железа), темно-серый и черный (примесь органического вещества); хрупок, раскалывается на обломки с острорежущими гранями. Излом раковистый, устойчив к истиранию. Микротвердость 11 ГПа. Плотность 2500–2600 кг/м³	Керамическая и стекольная промышленность (изготовление эмалей и глазурей для облицовки стержневых мельниц); абразивная промышленность (изготовление инструмента на гибкой основе для обработки дерева и кожи). Объем мировой добычи – 200000 т/год

Происхождение и месторождение	Разновидности и состав материала	Основные физико-химические свойства	Область применения и объем мировой добычи
		Наждак	
Образуется при контактно-метаморфических изменениях осадочных пород, богатых глиноземом. Основные районы добычи: Турция, США, Россия, СНГ, ЮАР, Родезия, Иран, Малайзия, Уругвай	Состоит в основном из плотного мелкозернистого корунда с примесью шпинели, магнезита, гематита, ильменита, граната, силлиманита. По содержанию корунда различают три разновидности: 1) хлоритоиднокорундовые – содержание корунда до 48–70 %; 2) магнетитовые и шпинельно-магнетитовые – содержание корунда до 30–40 %; 3) диаспор-корундовые – содержание корунда – 40–65 % и более	Цвет от темно-серого до черного. Твердость по Моосу 7–9. Плотность 3750–4350 кг/м³. Микротвердость (по Кнупу) 18–21 ГПа. Абразивная способиость зависит от содержания Al_2O_3	Производство шлифовальной шкурки, галтовочных сред, финишная обработка дерева и камня. Тонкоизмельченные порошки идут для изготовления нескользящих покрытий в общественных зданиях. Производство дефиберных камней для измельчения древесины и др.
		Пемза	
Вулканическая горная легкая (не тонет в воде) пористая порода	Состоит из кремнезема, глинозема и полевых шпатов	Твердость по Моосу 6. Плотность 1400 кг/м³	Применяется в обработке мягких материалов
		Трепел (инфузорная земля)	
Высокопористая рыхлая или слабосцементированная порода кремнеземистых остатков	Состоит в основном из глиноземистых минералов, $CaCO_3$, оксидов железа и алюминия и органических остатков	Плотность измельченного материала 700–1200 кг/м³	Применяется как полирующий материал, наполнитель, адсорбент, стройматериал
		Полирит	
Природная смесь минералов, содержащих оксиды редкоземельных элементов	Состоит из оксидов редкоземельных элементов (диоксид церия, оксиды лантана, неодима). Размер частиц не превышает 10 мкм	Плотность материала $\rho_к$ = 5800–6200 кг/м³	Применяется при полировке стекла и других материалов, придает долгосохраняющийся блеск полированным материалам

2) материалы карбонитридной группы (на основе графита, карбидов, нитридов, получаемые синтезом в камерах высокого давления и в электропечах сопротивления;

3) спеченные абразивные материалы, получаемые спеканием абразивных порошков.

К электрокорундовым материалам относятся материалы, состоящие из корунда и небольшого количества примесей. Промышленностью производится несколько разиовидностей электрокорунда: электрокорунд нормальный, монокорунд, белый электрокорунд, легированные электрокорунды. Химический и минералогический состав электрокорундов представлен в табл. 1.2 и 1.3. Основным минералом, составляющим электрокорундовые материалы, является корунд — разновидность глинозема α-Al_2O_3, кристаллизующийся в тригональной сингонии с элементарной ячейкой в виде острого ромбоэдра.

Таблица 1.2

Химический и минералогический состав электрокорундовых материалов

Материал	Химический состав, %									
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	Na_2O	CaO	MgO	TiO_2	Cr_2O_3	ZrO_2	C
Электрокорунд:										
белый	99,4–99,7	0,03–0,14	0,02–0,05	0,2–0,3	0,02–0,05	0,02–0,05	–	–	–	0,02–0,03
нормальный	94,5–96,7	0,5–0,7	0,3–0,6	–	0,4–0,9	0,4–0,6	1,6–2,6	–	–	0,10–0,15
хромистый	97,7–98,8	0,05–0,15	0,04–0,12	0,2–0,3	0,02–0,05	0,02–0,05	–	0,8–1,6	–	0,02–0,05
титанистый	97,8–98,7	0,05–0,15	0,04–0,1	0,2–0,3	0,02–0,05	0,02–0,05	0,8–1,6	–	–	0,02–0,05
хромтитанистый	96,2–97,8	0,05–0,15	0,04–0,1	0,2–0,3	0,02–0,05	0,02–0,05	1,0–1,6	0,8–1,6	–	0,02–0,05
нормальный легированный хромом	94,1–96,8	0,5–0,7	0,3–0,5	–	0,4–0,9	0,4–0,6	1,6–2,6	0,5–0,8	–	0,10–0,15
циркониевый	70,4–76,7	0,6–1,0	0,2–0,3	–	0,3–0,5	0,2–0,4	1,8–2,3	–	20–25	0,10–0,15
Монокорунд	97,5–98,6	0,2–0,4	0,2–0,5	–	0,2–0,5	0,3–0,4	0,4–0,6	–	–	0,05–0,15
Формокорунд	85,0	3,85	0,42	–	–	–	2,81	2,42	4,21	–

Таблица 1.3

Минералогический состав электрокорундовых материалов

Материал	Минералогический состав, %							
	Корунд α-Al_2O_3	Высокоглиноземистый алюминат натрия $Na_2O \times 12Al_2O_3$	Стекло	Оксиды титана Ti_nO_{2n-1}	Карбид и нитрид титана TiC + + TiN	Ферросплав	Квазиэвтектика (корунд + + бадделеит)	Монооксидкарбид алюминия Al_2O_3
Электрокорунд:								
белый	96–99	1–4	Менее 0,5	–	–	Следы	–	–
нормальный	93–96,5	–	Менее 1,5	0,4–1,5	0,1–0,5	0,1–0,3	–	–
хромистый	95–98	1–4	Менее 0,5	–	–	Менее 0,3	–	–
титанистый	95–98	1–4	Менее 0,5	0,1–0,5	Следы	0,1	–	–
хромтитанистый	95–98	1–4	Менее 0,5	0,1–0,5	0,3	Менее 0,6	–	–
нормальный легированный хромом	91–96,5	–	Менее 1,5	0,4–2,0	0,1–0,5	0,1–0,3	–	–
циркониевый	75–80	–	Следы	–	–	–	20–25	+
Монокорунд	98	–	–	+	+	+	–	+
Формокорунд	75–85	–	+	+	–	–	–	

Примечания: 1. Химический и минералогический состав электрокорундов белого, нормального, титанистого, хромтитанистого и монокорунда определялся анализом пробы шлифматериала зернистостью 40, циркониевого электрокорунда — зернистостью 250, формокорунда — размерами в соответствии с ТУ.

2. Для монокорунда и формокорунда знаком "+" отмечено возможное присутствие фаз.

3. Следы — процентное содержание меньше разрешающей способности прибора (анализа).

К группе карбонитридных абразивных материалов относятся карбиды бора и кремния, синтетические алмазы и кубический нитрид бора. Химический состав зерна карбидов бора и кремния представлен в табл. 1.4 и 1.5.

Синтетические алмазы и кубический нитрид бора представляют собой однофазные материалы кубической структуры, получаемые из графита и гексагонального нитрида бора соответственно в камерах высокого давления при высоких температурах и давлениях. Синтетические алмазы обладают практически теми же физико-химическими свойствами, что и натуральные алмазы.

Таблица 1.4

Химический состав карбида бора по ГОСТ 5744−85

Номер зернистости	Крупность основной фракции, мкм	Массовая доля компонентов, %		
		B_4C*, не менее	B_2O_3*, не более	C, не более
16	200–160	92,0	0	5,0
12	160–125	93,5	0,45	4,0
10	125–100	93,5	0,45	4,0
8	100–80	93,5	0,45	4,0
6	80–63	93,5	0,45	4,0
5	63–50	90,5	0,40	6,0
4	50–40	90,5	0,40	6,0
M40	40–28	92,5	0,2	3,0
M14	14–10	92,5	0,2	3,0
M10	10–7	90,5	0,25	10,0
M7	7–5	90,5	0,25	10,0
M5	5–3	85,5	0,25	10,0

* Массовую долю карбида бора X_{B_4C} определяют по формуле $X_{B_4C} = (X - X_1 0{,}3106)1{,}278$, где X — массовая доля общего бора, %; X_1 — массовая доля B_2O_3, %; 0,3106 — коэффициент пересчета B_2O_3 на бор; 1,278 — коэффициент пересчета бора на карбид бора B_4C.

Таблица 1.5

Химический состав зерна карбида кремния

Страна, фирма	Вид материала SiC	Массовая доля компонентов, %			
		SiC	C	Si + SiO_2	Fe_2O_3
СНГ	Черный	98,0–99,0	0,1 –0,3	0,2 –2,0	0,10–0,30
	Зеленый	98,0– 99,5	0,1–0,3	0,2–1,2	0,05–0,20
	Электротехнический	98,0–99,0	0,1–0,3	0,1–2,0	0,10–0,30
США					
Карборундум	Черный	98,83	0,30	–	0,09
	Зеленый	98,98	0,30	0,57	0,05
Эксолон	Черный	98,26	0,19	0,19	0,10
	Зеленый	99,66	0,29	0,03	0,02
Англия	Черный	98,08	0,06	–	0,15
	Зеленый	–	–	–	–
Германия	Черный	99,86–9,10	0,04–0,08	–	0,05–0,25
	Зеленый	99,60	0,06	–	0,045
Эдисон, ESK	Черный	98,79	0,06	0,07	0,25
	Зеленый	99,65	0,04	0,28	0,04
Япония	Черный	97,84	0,24	1,24	0,30
	Зеленый	99,40	0,28	0,22	0,05
Норвегия	Черный	98,7	0,05	0,78	0,99
	Зеленый	99,57	0,06	0,22	0,09
Чехия	Черный	98,0–98,5	0,26–0,32	–	0,23
	Зеленый	98,5	0,08	–	0,20
Румыния	Черный	98,61	0,32	–	0,17
	Зеленый	98,63	0,54	–	0,18
НРБ	Зеленый	98,61	–	–	0,23

Спеченные абразивные материалы получают на основе оксида алюминия, карбидов кремния и бора, а также на основе тугоплавких соединений переходных металлов (боридов, карбидов и нитридов титана, карбидов вольфрама и молибдена).

Глава 2

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА АБРАЗИВНЫХ МАТЕРИАЛОВ ОКСИДНОЙ ГРУППЫ (ЭЛЕКТРОКОРУНДОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ)

2.1. Электрокорунд нормальный

2.1.1. Техническая характеристика и основные области применения

Электрокорунд нормальный является техническим продуктом восстановительной плавки бокситов в электропечи. Основными компонентами в составе нормального электрокорунда являются кристаллы корунда α-Al_2O_3 (91–96 %) и небольшое количество примесей других минералов, связанных высококремнеземистым стеклом. Содержание основных примесей в корунде регламентируется соответствующим ГОСТом (табл. 2.1).

Следует подчеркнуть, однако, что химический состав электрокорунда нормального не может полностью характеризовать его свойства, поскольку в ряде случаев часть Al_2O_3 от электрокорунда входит в состав таких минералов, как муллит $2SiO_2 \cdot 3Al_2O_3$, анортит $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, гексаалюминат кальция $CaO \cdot 6Al_2O_3$, шпинель $MgO \cdot Al_2O_3$, плеонаст $(MgFe)O \cdot Al_2O_3$. Помимо этих минералов, в электрокорунде нормальном присутствуют титансодержащие минералы состава Ti_2O_3, Ti_4O_7 и TiN.

Получение промышленного электрокорунда нормального с высоким содержанием корунда определяется степенью удаления примесей в процессе его

Таблица 2.1

Допустимое содержание основных примесей в шлифматериале электрокорунда нормального зернистостью 50–16

Марка электрокорунда	Содержание примесей, %				
	TiO_2	Fe_2O_3	CaO	C	Магнитный материал
18А	2,4	0,30	0,40	–	0,08
16А	1,1–2,7	0,30	0,40	0,10	0,10
15А	1,2–2,7	0,30	0,85	0,20	0,20
14А	1,2–3,5	0,80	0,85	0,20	0,20
13А	1,2–3,5	1,30	1,00	0,30	1,20
12А	1,0–3,5	2,00	2,00	1,06	2,00

выплавки. Максимальное содержание α-Al_2O_3 в электрокорунде наблюдается при содержании в расплаве SiO_2 в 2–2,5 раза выше, чем содержание CaO и MgO. В табл. 2.2 приведены химический и минералогический составы и некоторые физико-механические свойства электрокорунда нормального отечественного производства по сравнению с зарубежным.

Таблица 2.2

Химический и минералогический составы и некоторые физико-механические характеристики электрокорунда нормального отечественного и зарубежного производств (по данным Б.М. Танхельсона)

Страна-производитель	Химический состав, %					Минералогический состав и строение, %				Физико-механические характеристики		
	Al_2O_3	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	CaO	Корунд	Гекса-алюминат	Стекло	Агрегаты	Насыпной вес, г/см^3	Прочность зерна, г	Абразивная способность, г
Россия	95,20	0,74	2,50	0,42	0,60	93,5	4,2	–	64,0	1,80	1800–2200	0,0430
США	96,00	0,45	2,00	0,35	0,39	95,2	1,1	1,4	4,4	–	2600	–
Германия	95,60	0,92	3,22	0,25	Следы	95,0	1,2	0,9	6,4	1,75	2100	0,0467
Англия	94,35	1,79	2,67	0,38	0,22	93,5	Следы	1,7	2,0	1,77	1890	0,0414
Италия	96,28	0,41	2,60	0,34	0,30	95,5	2,4	0,7	14,9	1,90	2030	0,0525
Югославия	95,45	0,80	2,29	0,49	0,58	93,5	4,9	1,1	10,2	1,76	1970	0,0573
Венгрия	95,56	1,10	1,58	0,68	0,65	92,0	2,2	2,5	31,8	1,77	1950	0,0409
Германия	96,30	0,44	2,00	0,21	0,79	91,0	–	–	18,0	–	–	–
Корея	96,10	2,00	0,95	0,56	0,35	95,4	–	–	24,2	–	–	–

Анализ данных табл. 2.2 показывает, что нормальный электрокорунд российского производства характеризуется меньшим содержанием корунда и высоким содержанием CaO по сравнению с аналогичным электрокорундом производства США, Германия, Англии, Италии, Югославии и Кореи.

В отечественном электрокорунде нормальном наблюдается также повышенное содержание Fe_2O_3, обусловленное высоким содержанием CaO в шихте для плавки электрокорунда, не дающим возможность достаточно полно удалить примеси Fe_2O_3 в шихте. Это приводит к пониженной абразивной способности зерна нормального электрокорунда.

Наиболее широкое применение электрокорунда нормального, выплавляемого в России, наблюдается в абразивной промышленности (более 80 %) для изготовления абразивного инструмента; небольшая его часть применяется для изготовления огнеупорных изделий высокой теплостойкости и стойкостью к воздействию различных агрессивных шлаков.

Получаемый в качестве сопутствующего электрокорунду ферросплав (состав, %: Al 1–2, Si 9–14, Ti 1,0–1,4, C 1–3) используется как раскисляющая добавка (присадка) в металлургическом производстве.

2.1.2. Сырьевые материалы в производстве электрокорунда нормального

Основным сырьем для выплавки нормального электрокорунда являются бокситы. При классификации бокситов используют следующие основные и наиболее важные признаки: химический и минералогический состав, генезис и технологические свойства, реже — литологические и петрографические особенности. Одна из первых классификаций бокситов была предложена Ж. Лаппараном на основе анализа бокситов Франции. Ж. Лаппаран относил к бокситам породы, в которых массовая доля Al_2O_3 составляет более 40 %, а Fe_2O_3 — менее 30 % при отношении Al_2O_3/SiO_2, равном не менее 1 (здесь и далее отношение Al_2O_3/SiO_2 — кремниевый модуль M_{SiO_2}, а отношение Al_2O_3/CaO — кальциевый модуль M_{CaO}).

По кремниевому модулю и по содержанию Fe_2O_3 в бокситах их делят на высокоглиноземистые, глиноземистые, кремнистые, высококремнистые, многожелезистые, железистые и маложелезистые (табл. 2.3).

По минеральному составу Ж. Лаппаран выделил четыре типа бокситов: диаспоровый, бемитовый, гиббситовый и каолиновый. А.К. Белоусов разделил бокситы на три типа: моногидратный, тригидратный и смешанный. Е.В. Рожкова и М.В. Соболева детализировали эти три группы по минеральным составляющим; их классификация охватывает почти все литологические разновидности, но в ней не учитываются бокситы, содержащие корунд, сульфиды и карбонаты, а также переходные разновидности от бокситов к железным рудам.

Моногидратные бокситы представлены бемитом, диаспором или смесью этих минералов. Обычно эти бокситы железистые с примесями каолинита, сидерита, хлорита, пирита, гиббсита, кальцита. Такими бокситами сложено большинство месторождений Урала, Сибири, Средней Азии, юга Европы, Турции.

Тригидратные, или гиббситовые, бокситы бывают железистые или маложелезистые с разным содержанием каолинита, бемита, а иногда содержат сидерит и кальцит. Гиббситовыми бокситами сложены многие месторождения тропических стран и стран СНГ. Маложелезистые гиббситовые бокситы имеются в месторождениях Суринама, Индии, Китая.

Таблица 2.3

Классификация бокситов по кремниевому модулю и содержанию оксида железа Fe_2O_3

Название боксита	M_{SiO_2}	Содержание Fe_2O_3, %
Высокоглиноземистый	20	–
Глиноземистый	10–19	–
Кремнистый	4–10	–
Высококремнистый	1–4	–
Многожелезистый	–	25
Железистый	–	10–15
Маложелезистый	–	10

Многочисленные предложения по классификации бокситов, однако, не получили общего признания, поскольку трудно установить границы между разновидностями бокситов и близкими к ним породами из-за многообразия их переходов из одной в другую.

По содержанию оксида алюминия и кремниевому модулю M_{SiO_2} бокситы можно разделить на марки и сорта с указанием предпочтительной области их использования в соответствии с ГОСТ 972–74 (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Марки и сорта бокситов, предусмотренные ГОСТ 972–74

Марка боксита	Сорт	Массовая доля Al_2O_3, %	M_{SiO_2}	Преимущественная область применения
Б-00	–	50	12,0	Производство глинозема, электрокорунда марки 16А и глиноземистого цемента
Б-0	–	50	10,0	Производство глинозема, электрокорунда марок 15А, 14А и глиноземистого цемента
Б-1	–	48	8,0	Производство глинозема и электрокорунда марки 14А
Б-2	–	43	6,0	То же
Б-3	I II	45 35	5,0 5,0	Производство глинозема
Б-4	I II III	43 42 40	3,9 3,0 3,0	Производство глинозема
Б-5	–	48	2,6	Производство глинозема, огнеупоров и мартеновское производство
Б-6	I II	45 37	2,0 2,0	Производство огнеупоров и мартеновское производство Мартеновское производство

Мировые запасы бокситов оцениваются в 15,5 млрд. т, в том числе достоверных — немногим более 9 млрд. т. Основная масса добываемых в мире бокситов (93–95 %) используется для производства глинозема. Остальное его количество применяется в производстве абразивов, в огнеупорной, сталеплавильной, цементной и химической отраслях промышленности.

Для выплавки абразивного электрокорунда в мировой практике используется порядка 1,2–1,5 млн. т бокситов. Требования к бокситам, используемым в отечественной промышленности для абразивного и металлургического корунда, оговорены отраслевым стандартом ГОСТ 972–74. Наиболее широкое применение для выплавки электрокорундовых материалов в мировой практике нашли бокситы СНГ, Греции, Гвинеи, Югославии, Южной Америки, США, Австралии. Химический состав отечественных и зарубежных бокситов наиболее известных месторождений представлены в табл. 2.5, 2.6 и 2.7.

Греческие бокситы представляют собой каменистые, плотные, крепкие породы. Основная масса боксита представлена кусками крупнее 15 мм, но встречаются и куски размером до 500 мм. Насыпная масса их колеблется в пределах 1800–2000 кг/м^3, а сопротивление разрушению составляет 100–200 МПа. Массовая доля адсорбированной влаги в греческом боксите не превышает 4–5 %.

Таблица 2.5

Средний химический состав отечественных бокситов

Месторождение	Массовая доля компонентов, %						Модуль	
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	CaO	п.п.п.	M_{SiO_2}	M_{CaO}
Амангельдинское	46,0	12,0	15,0	2,5	0,25	24,0	3,8	185
Верхне-Тобольское	46,8	5,5	22,1	2,0	0,27	23,0	8,5	174
Аркалыкское	40,1	10,1	26,0	2,25	0,23	22,0	4,0	175
Татарское	46,0	6,4	16,3	5,0	0,12	23,1	7,2	382
Высокопольское	40,4	7,0	28,0	2,8	0,14	21,0	5,8	290
Беленихинское	55,0	9,0	11,5	2,0	0,20	22,0	6,9	275
Северо-Онежское	53,0	17,5	8,0	2,9	0,20	17,4	3,0	265
Верхне-Туровское	43,0	6,08	22,5	3,0	0,13	22,0	7,1	330
Порожненское	46,2	5,9	24,2	3,0	0,24	20,0	7,8	193
Восточно-Аятское	45,3	5,27	22,6	2,5	0,17	23,5	8,6	266
Вежаю-Ворыкненское	48,9	4,7	30,1	2,9	0,12	11,5	10,4	410

Примечание. п.п.п. — потери при прокаливании.

Таблица 2.6

Средневзвешенный химический состав зарубежных бокситов, наиболее широко применяемых для выплавки электрокорунда в России и СНГ

Страна-поставщик	Тип боксита	Массовая доля компонентов, %						Модуль	
		Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	CaO	TiO_2	п.п.п.	M_{SiO_2}	M_{CaO}
Греция	Моногидратные	56,35	4,16	23,95	0,325	2,80	12,55	13,54	173,38
Югославия	Моногидратные	54,11	4,40	26,29	0,122	2,80	14,30	12,29	443,52
	Тригидратные	48,09	4,25	20,93	0,315	2,50	22,30	11,31	152,16
Гвинея	Тригидратные	47,90	2,10	21,10	0,050	2,75	25,80	22,80	950,00

Таблица 2.7

Химический состав гвинейского боксита различных фракций

Компонент и модуль	Массовая доля (%) при крупности, мм						Средневзвешенное значение, %
	100–50	50–25	25–15	15–10	10–5	5–0	
Al_2O_3	58,5	47,3	48,40	46,70	44,10	46,50	48,30
SiO_2	0,90	2,60	1,60	4,60	2,9	4,50	2,75
Fe_2O_3	8,20	22,60	20,35	23,50	25,05	22,30	20,04
TiO_2	2,97	2,78	2,85	2,80	2,85	2,60	2,77
CaO	0,03	0,02	0,03	0,05	0,04	0,04	0,03
п.п.п.	29,0	24,90	26,10	23,90	24,75	24,25	25,20
M_{CaO}	1950	2365	1665	935	1100	1160	1610
M_{SiO_2}	65,0	18,20	30,90	10,10	15,20	10,30	17,30

Температура начала размягчения составляет 1273–1373 К, а при температурах до 673 К он теряет до 20–30 % гидратной влаги, полное удаление которой происходит при 923–1023 К.

Югославские моногидратные бокситы отличаются повышенным содержанием железа и гидратной влаги; насыпная масса их 1500–1700 кг/м^3, а сопротивление разрушению 25–50 МПа. Основная масса югославского боксита (примерно 50 %) — это материал с крупностью частиц менее 3 мм; встречаются и куски размером до 150 мм. Массовая доля адсорбированной бокситом влаги составляет 7–8 %. Влага теряется на 60–70 % при температуре 673 К, а при 973 К удаляется полностью, температура начала размягчения — 1373–1473 К.

Гвинейский боксит в своей основной массе сложен неплотной хрупкой ожелезненной породой с насыпной массой 1350–1450 кг/м^3 и сопротивлением разрушению 13–26 МПа. При температуре 553 К гвинейский боксит теряет 17 % влаги, а при температуре выше 1073 К полностью обезвоживается. По химическому составу неоднороден, с более высоким содержанием Al_2O_3 и потерями при прокаливании в крупных фракциях материала (см. табл. 2.7).

Из других месторождений бокситов, используемых для выплавки нормального электрокорунда, можно назвать бокситы Австралии, Бразилии, а также Суринам и Демерера. Химический состав этих бокситов после их кальцинирования (прокаливания) приведен в табл. 2.8. Основные рудообразующие минералы бокситов подробно представлены в работе [4].

Таблица 2.8

Химический состав кальцинированных бокситов, используемых для выплавки электрокорунда в США и Канаде

Компонент	Массовая доля компонента, %, в бокситах различных месторождений				Требования государственной спецификации США, %
	Демерера	Суринам	Австралия	Бразилия	
Al_2O_3	88,75	86,71	83,10	76,00	80,0
SiO_2	5,45	2,93	4,39	6,26	7,0
TiO_2	3,24	3,40	3,53	1,60	3,5
Fe_2O_3	1,63	5,62	7,59	12,34	8,0
CaO	0,04	0,06	–	–	–
MnO_2, Cr_2O_3, V_2O_3	≈1	≈1	–	–	–
ZrO_2	–	–	–	–	0,4
SO_3	0,01	0,03	–	–	0,5
п.п.п.	0,65	1,08	1,12	3,56	–

Помимо перечисленных марок бокситов для выплавки электрокорунда нормального могут быть использованы различные глиноземсодержащие руды, химический состав которых представлен в табл. 2.9.

Опробование для плавки нормального электрокорунда глиноземсодержащих руд, химический состав которых представлен в табл. 2.9, показало снижение выхода электрокорунда по сравнению с выходом ферросплава и повышение расхода электроэнергии.

Таблица 2.9

Химический состав глиноземсодержащих руд по данным Б.М. Танхельсона

Материал (месторождение)	Содержание компонентов в материале, %								
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	CaO	п.п.п.	Al_2O_3/SiO_2	Al_2O_3/SiO_2	Fe_2O_3/SiO_2
Высокоглиноземистые алюминаты: дистансилиманитовый концентрат (Верхне-Днепровский горнообогатительный комбинат)	56,8	37,5	1,5	0,6	0,15	0,5	1,5	380	0,03
Кианитовый концентрат (киевские месторождения)	58,0	38,0	1,5	1,5	0,16	1,0	1,5	360	0,03
Каолины (Новоселицкое месторождение)	39,0	44,0	0,9	1,3	0,15	13,8	0,9	260	0,02
Алюмогематит (Моктыкульское месторождение)	28,0	9,0–13,0	48,0	2,0	0,10	13,2	2,6	200	3,0–5,0

Таблица 2.10

Производительность электропечей для плавки нормального электрокорунда в зависимости от кремниевого модуля применяемого сырья по данным Б.М. Танхельсона

Бокситы	M_{SiO_2}	Производительность, %	
		по корунду	по ферросплаву
Греческие	15	100	100
Тургайские	10	90	103
Казахстанские	8	85	110
	6	75	140
Североонежские	4	65	205
Глиноземистые руды	2	45	420
	0,8	30	840

Примечание. За 100 % принята производительность печи мощностью 10,5 МВ·А при использовании в качестве сырья греческого боксита, составляющая 3,5–4,0 т/ч, а по ферросплаву — 1,0 т/ч.

Среди рассмотренных сырьевых бокситовых материалов для выплавки нормального электрокорунда наибольшее влияние на производительность электропечей и расход электроэнергии оказывает величина кремниевого модуля боксита M_{SiO_2} (табл. 2.10).

2.1.3. Подготовка бокситового сырья для выплавки электрокорунда нормального

Как было показано (см. табл. 2.5, 2.6, 2.7), все бокситы содержат достаточно высокую долю влаги (15–35 %). Это исключает непосредственное использование сырых бокситов для плавки нормального электрокорунда, поскольку

гидратная влага приводит к нестабильному ходу плавки в результате вскипания и выброса расплава, а также к росту затрат электроэнергии. В связи с этим перед выплавкой электрокорунда бокситы проходят предварительную их подготовку к плавке: прокалку (процесс кальцинации) для удаления внутрикристаллической влаги или агломерацию — процесс высокотемпературного спекания боксита с восстановителем, обеспечивающим одновременно удаление влаги, частичное восстановление примесей и окускование материала.

Технологический процесс агломерации бокситов, представленный в виде схемы на рис. 2.1, осуществляется в специальных агломерационных машинах [4, 7] и включает подготовку исходных материалов — дробление бокситов до крупности менее 15 мм и антрацита или кокса до размера частиц менее 5 мм,

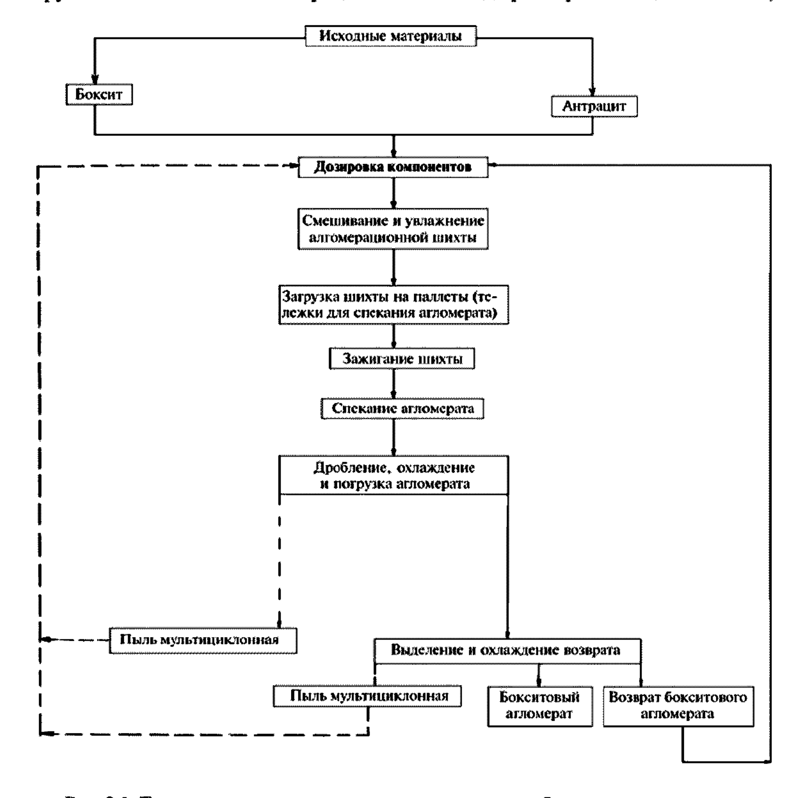


Рис. 2.1. Технологическая схема процесса производства бокситового агломерата для выплавки нормального электрокорунда

смешивание их в расчетном соотношении, увлажнение в специальном барабане и подачу шихты слоем в 200—350 мм на ленту агломерационной машины. При температуре 1400—1450 °С в агломерационной машине происходит спекание и оплавление боксита с частичным восстановлением оксида железа Fe_2O_3 до FeO и с образованием агломерата, который после отсева фракции до 15 мм поступает на плавку электрокорунда. Фракция агломерата менее 15 мм поступает на повторную агломерацию. Схема аппаратурного оформления технологического процесса агломерации показана на рис. 2.2. Согласно приведенной схеме боксит из закрома склада сырья грейферным краном *1* подается в исходный бункер *2* через колосниковую решетку, расположенную над бункером, затем транспортером *3* боксит направляется в щековую дробилку *4* и через бункер *5* поступает в молотковую дробилку *6*. Далее раздробленный боксит (размер частиц менее 15 мм) подается элеватором *7* в тарельчатый питатель *8* и из него элеватором транспортируется в смесительный барабан *12*. Параллельно по другой линии через бункер *9*, молотковую дробилку *10* и приемный бункер антрацита в смесительный барабан *12* поступает антрацит (размер частиц менее 5 мм); в смесительном барабане боксит и антрацит перемешиваются с увлажнением их водой, и полученная смесь через маятниковый питатель *13* и барабанный питатель *14* подается в агломерационную машину *17*, которая снабжена вентилятором *15*, горном *16*, газоходом *18*,

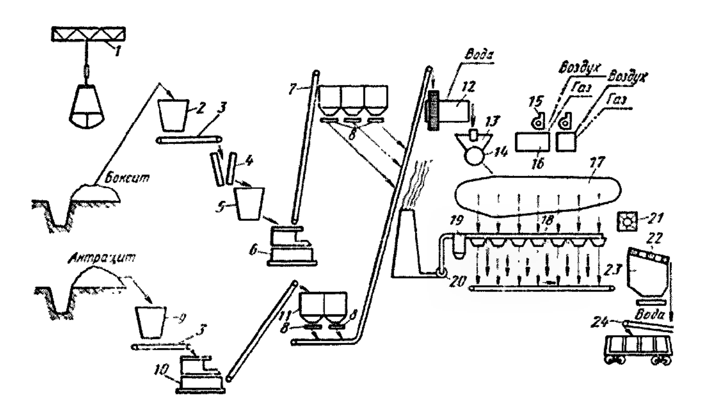


Рис. 2.2. Схема аппаратурного оформления технологического процесса агломерации бокситов:

1 — грейферный кран; *2* — приемный бункер для боксита; *3* — пластинчатый питатель; *4* — щековая дробилка; *5* — приемный бункер; *6* — дробилка типа СМ-19А; *7* — элеватор; *8* — тарельчатый питатель; *9, 11* — приемный бункер для антрацита; *10* — молотковая дробилка; *12* — смесительный барабан; *13* — маятниковый питатель; *14* — барабанный питатель; *15* — вентилятор; *16* — горн; *17* — агломерационная машина; *18* — газоход; *19* — мультициклон; *20* — аглоэксгаустер; *21* — одновалковая дробилка; *22* — колосниковый грохот; *23* — бункер возврата; *24* — пластинчатый питатель

мультициклоном *19* и аглоэксгаустером *20*. Агломерированный боксит поступает в одновалковую дробилку *21* и после дробления через колосниковый грохот *22* и пластинчатый питатель *24* отгружается в вагон, а отсевы остаются в бункере возврата *23*.

Обширные исследовательские работы в СНГ по агломерации бокситов были проведены Ю.В. Лагуновым с сотрудниками Запорожского абразивного комбината [4]. По результатам этих исследований были установлены основные показатели промышленного технологического процесса агломерации различных бокситов, существенно зависящие от физико-химических свойств рудного (бокситового) сырья (табл. 2.11).

Таблица 2.11

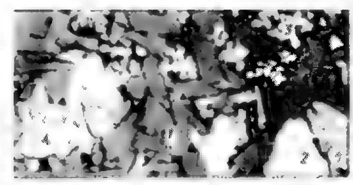
Основные показатели процесса агломерации бокситов различных генетических типов по данным Ю.В. Лагунова

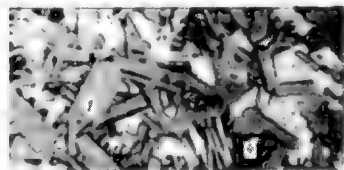
Показатель	Диаспоровые бокситы		Гиббситовые бокситы				Смесь диаспоровых и гиббситовых бокситов в соотношении 2 : 3	
	Греческий	Югославский	Югославский	Гвинейский	Высокопольский	Татарский	Греческого с Югославским	Югославского с Гвинейским
Массовая доля компонентов шихты, %:								
Боксит	66,0–63,8	66,2–62	67,9–62,5	61,6–58,4	61,2–57,9	60,3–56,5	67,5–65,7	61,5–59,3
Топливо	6,0–6,2	5,5–6,0	7,1–7,5	6,4–6,6	5,8–6,1	6,2–7,0	6,0–6,3	5,5–5,7
Возврат	28,0–30,0	28–32	25,0–30,0	32,0–35,0	33,0–36,0	33,5–36,5	26,5–20,0	33,0–35,0
Влажность шихты, %	7,5–8,0	7,7–8,3	12,0–12,5	10,0–11,0	7,4–8,0	8,3–9,0	8,0–9,0	10,0–11,4
Разрежение перед эксгаустером, ГПа	65,0–76,0	60–64	48,0–52,5	58,1–62,0	45,0–56,0	42,0–48,0	60,0–62,0	48,0–58,0
Скорость спекания, м/мин	21,2	21,4	22,6	25,8	22,4	24,8	25,0	24,8
Удельная производительность, т/(м²·ч)	0,97	0,89	0,66	0,80	0,80	0,71	0,96	0,87
Удельный расход, кг/т:								
боксита	1200	1220	1385	1350	1340	1340	1296	1250
антрацита	116	128	162	145	135	157	118	134
Средний диаметр куска годного агломерата, мм	46,3	47,8	41,0	40,7	42,3	44,1	52,4	45,2
Механическая прочность (по барабану Рубина), %	12,9	11,7	18,7	17,2	14,4	9,3	15,0	12,5

Основные минеральные фазы в структуре бокситового агломерата по данным [7] показаны на рис. 2.3.

В процессе агломерации операции обезвоживания и окускования боксита совмещены, и по этой причине промышленное превосходство получил процесс агломерации бокситов как наиболее эффективный метод их подготовки, хотя обожженные бокситы могут подвергаться также брикетированию или приготовлению из них окатышей — процессам, получившим широкое развитие в цветной металлургии.

Основные технические требования, предъявляемые к агломерату: 1) химический состав, %: Al_2O_3 60–70, SiO_2 3–4, $CaO \leq 0,9$, $Fe_2O_3 \sim 25$, $TiO_2 \sim 3$, $MnO_2 \leq 0,5$; 2) куски агломерата должны быть пористыми, без посторонних примесей и иметь размер 80–100 мм (допускается содержание мелких кусков (примерно 30 мм) в количестве не более 10 %); 3) содержание влаги в кусках агломерата не должно превышать 1,5 %, а потери при прокаливании (п.п.п.) — не более 1,0 %.





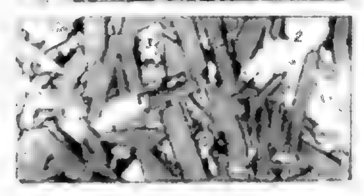


Рис. 2.3. Основные минеральные фазы в микроструктуре бокситового агломерата (х400) по [7]:

1 — корунд; *2* — герцинит; *3* — магнетит; *4* — железистосиликатное стекло

В качестве восстановителя при плавке электрокорунда нормального может быть использован любой углеродистый материал с наиболее высоким содержанием углерода и содержанием золы не более 6 %, поскольку при ее увеличении снижается кальциевый модуль шихты, а снижение доли активного углерода повышает расход углеродистого материала на восстановительные процессы. При использовании в качестве восстановителя антрацита его крупность наиболее оптимальна в пределах 0–5 мм, а для корректировки расплава — 0–3 мм.

В настоящее время на заводах абразивной отрасли в качестве восстановителей используются антрацит, нефтяной кокс и пековая мелочь, состав примесей в которых представлен в табл. 2.12.

Таблица 2.12

Содержание примесей в углеродистых материалах, используемых в качестве восстановителей при выплавке электрокорунда нормального по данным Б.М. Танхельсона

Вид углеродистого материала	Содержание примесей, %			
	Зола	Влага	Летучие	Сера
Антрацит	4,0–6,0	до 5,0	3,5	1,0
Зола	0,8–1,0	до 5,0	10,0	1,5
Пековая мелочь	6,0–10,0	до 8,0	10,0–12,0	0,5–1,0

2.1.4. Технологический процесс плавки электрокорунда нормального

В промышленности существуют два способа получения нормального электрокорунда: в дуговых электропечах мощностью 5—7 МВ·А при плавке способом "на блок" и 10,5—16,5 МВ·А — при плавке "на выпуск" с выпуском продуктов плавки в две летки. В обоих случаях основные примеси боксита (Fe_2O_3, SiO_2, TiO_2) восстанавливаются до металлов, а расплав, обогащенный Al_2O_3, кристаллизуется в виде электрокорунда (α-Al_2O_3). Принципиальные схемы процесса плавки электрокорунда нормального способами "на блок" и "на выпуск" представлены на рис. 2.4.

Для получения электрокорунда нормального плавкой "на блок" используют трехфазные печи с выкатными ваннами (рис. 2.5): на тележке *3* устанавливается съемный стальной кожух *1*, охлаждаемый снаружи водой; подина *2* футеруется огнеупорными материалами. Печь снабжена зонтом *6* для вытяжки газа и пыли и самообжигающимися электродами *7* диаметром 810 мм, механизмом их перемещения *8* и электродержателями *9*; электроды *7* через короткую сеть *10* соединены с печным трансформатором *11*. Мощность печного трансформатора равна 4,5 МВ·А. Напряжение U на высокой стороне трансформатора равно 10500 В, а ток I — 277,7 А; на низкой стороне трансформатора эти параметры меняются следующим образом: на 1-й ступени U = 260 В, I = 12380 А; на 2-й ступени U = 184 В, I = 14137 А; на 3-й ступени U = 150 В, I = 17340 А.

Кожухи для электродов *7* (на рис. 2.5 не показаны) изготавливают из листовой стали толщиной 2 мм (ГОСТ 19903—74) с размером исходного стального листа 3500×175000×2 мм. Электродная масса для самообжигающихся электродов должна удовлетворять нормам ТУ 48—12—8—83 по составу, текучести, удельному электросопротивлению и пределу прочности на разрыв: массовая доля золы — 8—9 % (не более); коэффициент текучести — 1,6—2,8; удельное электросопротивление — 90 Ом·м; предел прочности на разрыв — 1,47 МПа (не менее). Согласно данным [2, 6] для блок-процесса могут применяться и неподвижные (стационарные) электродуговые печи.

Технологический процесс при плавке "на блок" включает следующие основные операции: розжиг печи, наплавление блока, вскрытие колошника, доводка расплава и выключение печи, охлаждение и кристаллизация блока, разделка и сортировка блока.

При подготовке печи к плавке "на блок" съемный стальной кожух *1* (см. рис. 2.5) устанавливается на подину *2*, расположенную на тележке *3*; подина футеруется огнеупорными материалами, затем на подину засыпают отсевы шлака массой 3 и 1,5 т антрацита, из которого образуется "антрацитовая линза", обеспечивающая сбор осажденного ферросплава и предотвращение его выхода из-под кожуха *1*. Сверху слоя антрацита засыпают ровным слоем 4—6 т бокситового агломерата, служащего для образования расплава при розжиге печи и предотвращения от прогорания "антрацитовой линзы". На слой бокситового агломерата (подушку) укладывают звезду или треугольник из кокса, на которые опускают электроды. В таком виде печь готова к плавке.

При розжиге печи включают трансформатор, опускают электроды до контакта их с коксом, который разогревается электрическим током, и бокситовый агломерат начинает расплавляться, а токопроводящий расплав агломерата

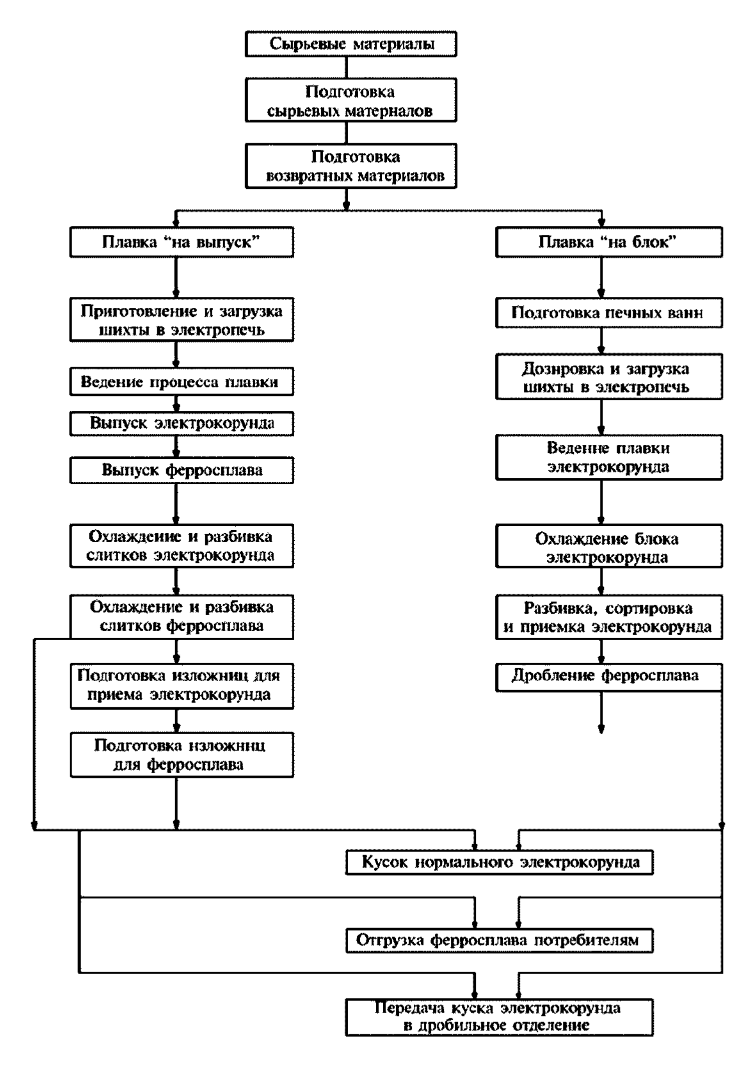


Рис. 2.4. Принципиальная схема технологического процесса выплавки нормального электрокорунда способами "на выпуск" и "на блок"

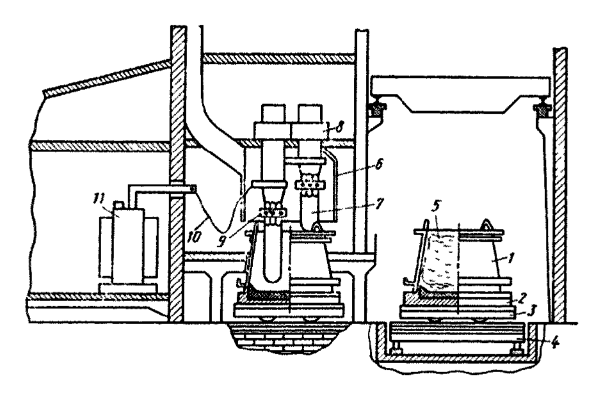


Рис. 2.5. Установка для плавки нормального электрокорунда "на блок":

1 — съемный печной кожух; *2* — подина на тележке; *3* — тележка; *4* — трансбордерная тележка; *5* — блок электрокорунда; *6* — вытяжной зонт; *7* — электроды; *8* — механизм перемещения электродов; *9* — электрододержатель; *10* — короткая сеть; *11* — трансформатор

обеспечивает постоянный набор мощности и электрический режим работы электропечи. После расплавления бокситового агломерата (подушки) в печь загружают шихту (смесь бокситового агломерата с антрацитом). Розжиг печи заканчивается после полного набора мощности; время розжига колеблется в пределах 10–40 мин.

После розжига начинается наплавление блока, которое в электропечи мощностью 4500 кВ·А* продолжается 16–18 ч при чередующихся этапах загрузки и проплавлении шихты. Всего на плавку загружают 50–60 т бокситового агломерата, 21 т старой шихты (шихта, которая осталась непрореагировавшей в предыдущей плавке), 0,3 т доменного кокса, 0,2 т чугунной стружки. По ходу наплавления блока периодически берутся штанговые пробы расплава с помощью опускания в расплав металлического прутка (штанги), на котором кристаллизуется и анализируется расплав после извлечения штанги из расплава. По спектральному анализу и внешнему виду штанговой пробы определяют отклонения от технологического процесса и корректируют его в целях доведения содержания Al_2O_3 в расплаве добавлением в него антрацита, чугунной стружки или железной окалины. Как правило, в процессе плавки берут три штанговые пробы: первая проба берется после съема электроэнергии 24000 кВт·ч, при этом массовая доля Al_2O_3 в расплаве должна составлять 87–90 %. Вторая проба берется после съема 48000 кВт·ч электроэнергии, содержание Al_2O_3 в расплаве — 88–92 %. Третья проба делается после съема электроэнергии 71000 кВт·ч, содержание Al_2O_3 в расплаве должно быть 90–94 %. По данным [7] можно брать

* кВ·А — киловольт-ампер.

две пробы за период плавки: первая проба должна содержать 84–86 % Al_2O_3, а вторая — 90–92 % Al_2O_3.

После загрузки всей шихты ведут проплавление наплавленного блока. Продолжительность проплавления вместе с вскрытием колошника и доводкой расплава составляет 3–6 ч.

Электрический режим при выплавке нормального электрокорунда "на блок" по ходу плавки все время меняется; пример такого изменения показан в табл. 2.13. Средний расход электроэнергии на плавку составляет 71000 кВт·ч, среднечасовая мощность составляет 4010 кВт.

После завершения доводки расплава медленно в течение 0,5–1 ч снижают мощность электропечи и затем отключают печь. Затем выплавленный блок на печной тележке выкатывается из печного пространства и остывает на подине вместе с кожухом в течение 7–8 ч, а потом снимается кожух и продолжается охлаждение блока без кожуха 5–6 ч, после чего он транспортируется на эстакаду, где охлаждается еще 7–9 ч, а затем дополнительно орошается водой из шланга 12–16 ч. После испарения остатков воды из блока его разбивают стальной "бабой" массой 7 т, и получающиеся при этом куски кондиционного электрокорунда размером не более 300–400 мм отбирают, и вручную бросают в специальные металлические банки, которые взвешиваются и направляются в отделение дробления.

Плавка "на блок" технологически характеризуется непостоянством восстановительных процессов, в результате чего блок электрокорунда неоднороден и по составу, и по структуре. Блок нормального электрокорунда состоит из следующих частей, отличающихся минералогическим составом и внешним видом: шапка блока, подшапка, центр, бок и низ [2]. Неоднородность состава и строения частей блока объясняется следующими причинами:

1) постепенное наплавление блока по высоте, сопровождающееся изменением состава расплава вследствие переменного состава шихты и соответствующего электрического режима плавки;

2) большая глубина ванны, вызывающая существенный перепад температур в ее объеме.

Вблизи электродов температура достигает 2100 °С и происходит почти полное восстановление примесей, а к периферии температура падает и процесс восстановления до конца не доходит. Поэтому в блоке нормального электрокорунда от его центра к периферии прослеживается уменьшение содержания глинозема и, как следствие, снижение содержания корунда и уменьшение размеров его кристаллов. При этом содержание примесей кремнезема, оксидов

Таблица 2.13

Пример изменения электрического режима при плавке нормального электрокорунда "на блок" по данным [7]

Съем электроэнергии, кВт·ч	Мощность печи, МВт	Ступень напряжения	Напряжение ступени, В
30000	4,2	I	210
55000	4,2	II	184
71000	3,5–2,8	III	150

титана, железа и кальция возрастает. При плавке электрокорунда "на блок" образуется старая шихта в наружных зонах печи между стальным кожухом и наплавленным блоком. Старая шихта по своему составу такая же, как и свежая, и может использоваться при плавке нормального электрокорунда наравне со свежей шихтой.

Поскольку в отечественной промышленности в настоящее время более 80 % нормального электрокорунда выплавляется методом "на выпуск", то остановимся на описании этого процесса более подробно. Отличительной особенностью способа плавки нормального электрокорунда "на выпуск" является непрерывный процесс плавки, при котором расплавление шихты и рафинирование расплава происходят в печи, а его охлаждение и кристаллизация — в изложнице, куда периодически сливается расплав.

Общая подробная схема процесса плавки нормального электрокорунда, рекомендованная Б.М. Танхельсоном, показана на рис. 2.6.

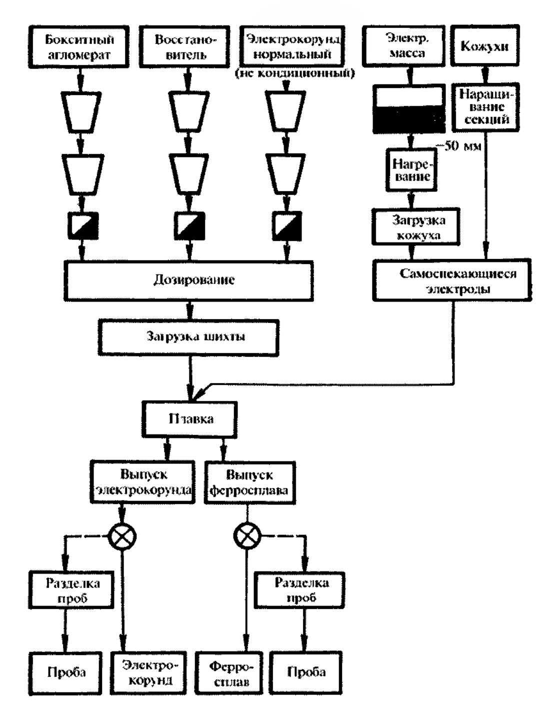


Рис. 2.6. Принципиальная схема процесса плавки электрокорунда нормального по данным Б.М. Танхельсона

При выплавке нормального электрокорунда “на выпуск”, как уже было указано выше, применяются рудно-восстановительные трехфазные электропечи, питающиеся от трехфазных трансформаторов мощностью 10,0–16,5 МВ·А с выпуском продуктов плавки в две отдельные летки (рис. 2.7). В электропечи ванна футеруется огнеупорным магнезитовым кирпичом *5* (см. рис. 2.7) и заключена в металлический кожух *9* толщиной металла 25 мм. Основной слой подины печи *8* (1,7–1,9 м) наплавляют из нормального электрокорунда или его смеси с глиноземом. Иногда между огнеупорной кладкой выкладывают слой графитированных или угольных блоков для предохранения выхода ферросплава через футеровку. Для выпуска расплавов электрокорунда и ферросплава предусмотрены две летки *10*, разность уровней которых составляет 300–400 мм, но иногда и более 500 мм. Электропечь снабжена самоспекающимися электродами *2* диаметром 1000 мм с монтируемыми на них электродными зажимами *1*. Электроснабжение печи производится от печного трансформатора мощностью 10,5 МВ·А, обмотки которого соединены по схеме треугольник—треугольник

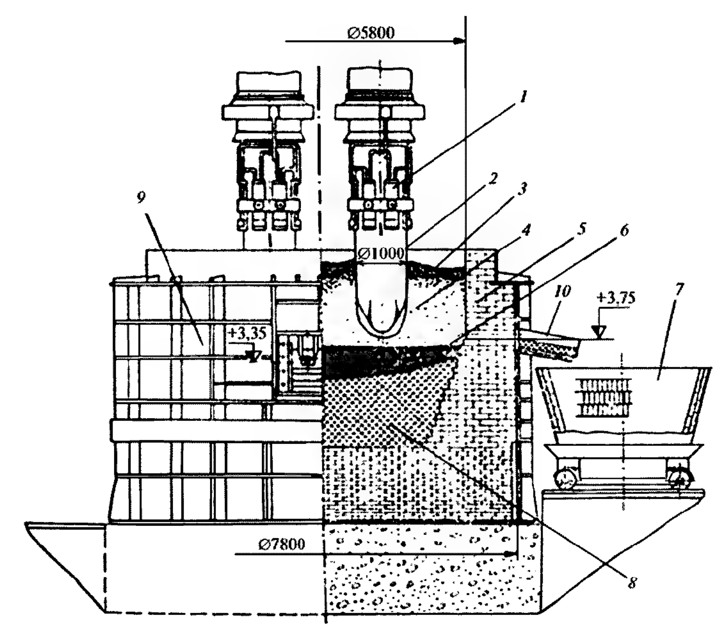


Рис. 2.7. Рудновосстановительная электропечь для выплавки нормального электрокорунда “на выпуск”:

1 — зажим электрода; *2* — электрод; *3* — реакционная шихта; *4* — расплав элекрокорунда; *5* — футеровка электропечи; *6* — ферросплав; *7* — изложница; *8* — подина; *9* — кожух печи; *10* — летки для выпуска расплава электрокорунда и ферросплава

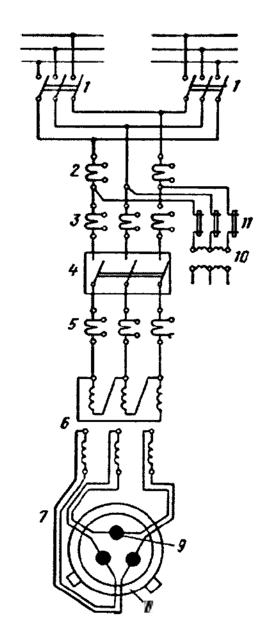


Рис. 2.8. Принципиальная электрическая схема питания рудовосстановительной электропечи:
1 — воздушный разъединитель; *2*, *3*, *5* — обмотки измерительной аппаратуры; *4* — масляный выключатель; *6* — дроссель; *7* — предохранитель; *8* — обмотки печного трансформатора; *9* — короткая сеть; *10* — ванна печи; *11* — электроды

(рис. 2.8), а охлаждение трансформатора осуществляется маслом с принудительной ее циркуляцией. Характеристика печного трансформатора представлена в табл. 2.14.

На рис. 2.9 представлена технологическая схема аппаратурного оформления процесса выплавки нормального электрокорунда "на выпуск", согласно которой сырьевые материалы (бокситовый агломерат и углеродистый восстановитель) подаются раздельно грейферным краном *1* в приемные бункеры для агломерата и восстановителя *2*, а затем в щековую дробилку *3*, после которой ковшовым элеватором *4* по системе конвейеров *5* агломерат, восстановитель и возвратная шихта при помощи передвижной тележки *6* поступают в бункеры *7*, а затем раздаточной тележкой *8* сырьевая смесь передается в печные бункеры *9* электропечи *10*, оснащенной самообжигающимися электродами *11*. Расплав электрокорунда выпускается в изложницу *12*, установленную на тележке, а попутный ферросплав — в ферросплавную изложницу *13*. Изложница с расплавом электрокорунда транспортируется на специальное место *14* для охлаждения, а ферросплав сливается в емкости *15* и *19*, а из емкости *19* ферросплав магнитным краном *22* загружается в железнодорожный вагон *20*. Слиток охлажденного электрокорунда *16* вытаскивается из изложницы грузоподъемным краном *21* и перевозится на копер *17*, где он разбивается на куски электрокорунда *18* размером не более 400 мм, которые магнитно-грейферным краном *23* передаются в дробильно-рассевочное отделение для получения электрокорундовых шлифовальных материалов.

Из приведенных выше схем, иллюстрирующих процессы производства нормального электрокорунда (см. рис. 2.4, 2.6), следует подробнее остановиться на приготовлении шихты и процессе плавки нормального электрокорунда.

Процесс приготовления шихты начинается с расчета составляющих ее компонентов. При расчете шихты полагают, что содержание антрацита в ее составе должно быть таким, чтобы обеспечить восстановление оксидов железа (Fe_2O_3, FeO), кремния (SiO_2) и других примесей и получить электрокорунд, содержащий 95–96 % Al_2O_3 [7]. Исходя из этого, расчет состава шихты осуществляют следующим образом:

1) определяют содержание активного углерода в антраците $C_{акт}$ в процентах:

$$C_{акт} = 10V_г - 1{,}33A_з - W_в,$$

где $V_г$, $A_з$ и $W_в$ — содержание летучих веществ, золы и влаги соответственно (в %);

Таблица 2.14

Характеристика печного трансформатора модели ЭТЦХ 10000/35 для печи плавки электрокорунда "на выпуск"

Ступень напряжения	Мощность, кВ·А	Высокая сторона		Низкая сторона	
		U, В	I, А	U, В	I, А
I	9600	10500	528	152	36500
II	10500	10500	577	166	36500
III	10500	10500	577	182,5	36500
IV	10500	10500	577	203	36500
V	10500	10500	577	228	36500

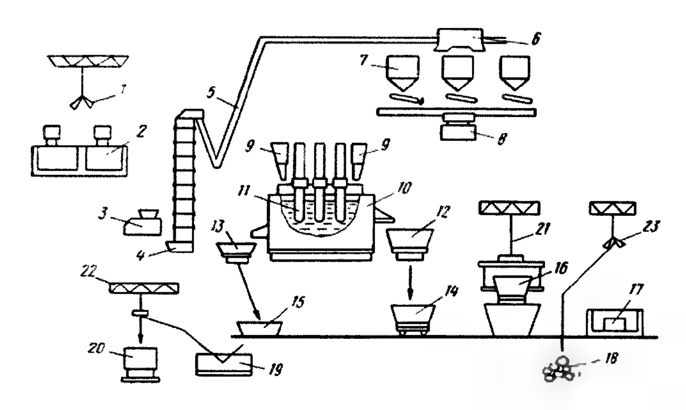


Рис. 2.9. Схема аппаратурного оформления процесса подачи шихтовых материалов и транспортировки продуктов плавки нормального электрокорунда, выплавляемого способом "на выпуск":

1 — грейферный кран для подачи агломерата и углеродистого восстановителя; *2* — приемные бункера для агломерата и восстановителя; *3* — щековая или молотковая дробилка; *4* — ковшовый элеватор; *5* — система конвейеров; *6* — передвижная тележка; *7* — бункеры для агломерата, восстановителя и возвратной шихты; *8* — раздаточная тележка; *9* — печные бункеры (карманы); *10* — электропечь; *11* — самообжигающиеся электроды электропечи; *12* — изложница для приема расплава электрокорунда; *13* — изложница для ферросплава; *14* — изложница, заполненная электрокорундом на участке охлаждения расплава; *15*, *19* — емкости для ферросплава; *16* — слиток электрокорунда; *17* — копер для разбивки (раздробления) слитка электрокорунда; *18* — куски раздробленного электрокорунда; *20* — железнодорожный вагон для загрузки ферросплава; *21* — грузоподъемный кран; *22* — магнитный кран; *23* — магнитно-грейферный кран

2) определяют необходимое количество активного углерода Q_C для соответствующей реакции и степени восстановления оксида:

$$Q_C = 0,18Fe_2O_3 + 0,28SiO_2 + 0,06TiO_2 + 0,01Al_2O_3 + 0,03CaO,$$

где Al_2O_3, SiO_2, TiO_2, Al_2O_3, CaO — массовые доли соответствующих оксидов в шихте, %;

3) определяют массу углерода M_C, необходимую для восстановления 100 кг бокситового агломерата:

$$M_C = (100 - W_в) 100/C_а (100 - W_в);$$

4) определяют количество чугунной стружки $Q_{ч.с}$, необходимой для получения ферросплава, содержащего не более 15 % массовых долей кремния:

$$Q_{ч.с} = (1{,}75SiO_2 - 0{,}6Fe_2O_3)(100 - W_{бок.\ агл})/100.$$

Массовая доля восстановителя рассчитывается на весь бокситовый агломерат данного состава. В случае перехода на агломерат другого состава производят повторный (контрольный) расчет шихты.

В соответствии с проведенным расчетом приготовляется шихта и загружается в печь порционно (замешками) массой 500 кг без учета восстановителя. Сначала в печь загружаются замешки, состоящие только из бокситового агломерата и восстановителя (25—30 % от общего числа замешек, идущих на плавку). Все остальные замешки состоят из шлака (недовосстановленный продукт плавки агломерированного боксита в печах "на блок", предварительно раздробленный до кусков ≤ 120 и ≥ 25 мм и прошедший отмагничивание магнитного компонента) и загружаются в печь поочередно с замешками первого рецепта.

Загрузка шихты в печь начинается сразу после прекращения выпуска расплава электрокорунда и заделки отверстия корундовой летки; необходимое (расчетное) количество шихты должно быть загружено за 2—3 ч с момента начала загрузки. Шихта, загружаемая через загрузочные воронки, с помощью шиберов и течек равномерно распределяется на колошники печи между электродами; при этом исключается сближение висящих самообжигающихся электродов (см. рис. 2.7). Следует подчеркнуть, что различие в крупности частиц агломерата и антрацита мешает хорошему их перемешиванию и способствует расслоению приготовленной шихты в расходных бункерах печного отделения из-за накопления больших количеств шихты. Исключение явлений такого рода можно достичь путем использования в качестве шихты бокситоугольных брикетов или окатышей. Процессы брикетирования и получения окатышей (окомкование) сырья перед его использованием в плавке освоены и широко используются за рубежом и в отечественной цветной металлургии. Однако в абразивной промышленности, к сожалению, они еще не освоены.

Процесс выплавки нормального электрокорунда, включающий проплавление шихты, рафинирование расплава корунда и выпуск его из печи, осуществляется в соответствии с технологической картой, составляемой технологом цеха (табл. 2.15).

В соответствии с приведенной технологической картой (см. табл. 2.15) выпуск электрокорунда производится через 6—7 ч от начала плавки при непременном условии, что расплав хорошо прогрет и массовая доля Al_2O_3 в нем составляет не менее 94 %. Цвет штанговой пробы в этом случае должен быть светло-желтый или белый с серыми пятнами.

Расплав электрокорунда выпускается через летку (см. рис. 2.7) в изложницу, состоящую из металлического кожуха, футерованного огнеупорным кирпичом с его обмазкой специально приготовленным составом, содержащим 20 % графита, 60 % магнитной фракции менее 160 мкм и 20 % огнеупорной

Таблица 2.15

Пример технологической карты плавки электрокорунда нормального "на выпуск" (средняя мощность печи 8,8 МВт по [7])

Показатель	Плавка *						На цикл плавок
	I		II		III		
Расход электроэнергии, МВт·ч	61–65		52–56		43–47		162
Продолжительность плавки, ч	6,83–7,41		5,83–6,33		4,91–5,33		18,33
Электрический режим плавки							
Ступень напряжения	IV	V	V	IV	V	IV	–
Напряжение, В	203	228	228	203	228	203	–
Продолжительность работы на данной ступени, ч	1,5	До конца плавки	4,0	1,5	3,0	1,5	–

* Первая плавка производится с выпуском ферросплава; 2-я и 3-я плавки — после выпуска ферросплава.

глины. Изложницу устанавливают на тележку, затем в ней устраивают антрацитовую линзу и подушку из отходов электрокорунда для предохранения от выхода расплава из-под изложницы.

Разделку выпускного отверстия летки электропечи для слива расплава корунда в изложницу проводят сначала электрическим прожигом, а затем прожигом кислородом, который подается в зону намеченного отверстия при помощи стальной трубки наружным диаметром 15–17 мм. После завершения выпуска расплава летку закрывают специальными, хорошо просушенными пробками, изготовленными из материала состава: 50 % огнеупорной глины и 50 % антрацита.

Расплав электрокорунда, слитый в футерованную огнеупорным кирпичом, облицованным огнеупорной обмазкой, изложницу, выдерживают у печи в течение 1,5–2 ч, затем транспортируют ее на остывочное место, а через 8–10 ч с закристаллизовавшегося слитка снимают изложницу. Далее слиток охлаждается на воздухе в течение 24–36 ч, а затем поливается водой из шланга в течение 8–10 ч. Масса слитка электрокорунда нормального составляет 18–23 т.

Охлажденный слиток электрокорунда разбивается на копре стальной "бабой" до кусков не крупнее 400 мм, которые укладывают в металлические банки и направляют в отделение дробления для получения шлифовальных материалов.

Выпуск ферросплава производится через ферросплавную летку (см. рис. 2.6, 2.7), открываемой по аналогии с корундовой при помощи электрического и кислородного прожогов через каждые три выпуска электрокорунда, спустя 1 или 1,5 ч после загрузки шихты на следующую плавку. Ферросплав выпускают в футерованные изложницы, дно которых засыпается слоем кварцевого песка. Через 5–6 ч застывший ферросплав извлекается из изложниц и транспортируется на эстакаду для окончательного охлаждения, где он поливается водой в течение 5–6 ч. Затем охлажденный слиток ферросплава разбивают стальной "бабой" на куски и загружают их с помощью электрокрана в металлические банки, взвешивают и передают на площадку для отгрузки потребителям.

В зарубежной практике для получения нормального электрокорунда используют электропечи малой мощности и плавку ведут способом "на блок" с применением высококачественного сырья — кальцинированных бокситов с кремниевым модулем M_{SiO_2} = 12–18.

2.1.5. Некоторые особенности выбора конструкции электропечей для выплавки нормального электрокорунда "на выпуск" по методике, предложенной кандидатом технических наук Б.М. Танхельсоном

Выбор мощности электропечи производится исходя из задаваемой производительности плавильного цеха. Суммарная установленная мощность W печных трансформаторов определяется по формуле

$$W = Pq/\cos\varphi K_{ср.м}(8760 - n), \text{ кВ·А}, \quad (2.1)$$

где P — задаваемая производительность по электроду, т/год; q — удельный расход энергии, кВт·ч/т; $\cos\varphi$ — коэффициент мощности установки; $K_{ср.м}$ — коэффициент, учитывающий уменьшение средней рабочей мощности по сравнению с задаваемой; 8760 — календарное число часов в году, ч; n — число часов простоя трансформаторов за год, ч.

Поскольку величины q, $\cos\varphi$, $K_{ср.м}$ и n известны, то выражение (2.1) можно представить в виде выражения

$$W = cP, \quad (2.2)$$

где c — коэффициент, определяемый из соотношения

$$q/\cos\varphi K_{ср.м}(8760 - n).$$

Поэтому при существующих параметрах производства (q = 2600–2800 кВт·ч/т; n = 360 ч, или 4 % календарного времени; $\cos\varphi$ = 0,89–0,93; $K_{ср.м}$ = 0,93–0,97; $8760 - n$ = 8400 ч; c = 0,34–0,40 кВт/т), выражение (2.2) может быть представлено в виде

$$W = (0{,}34\text{–}0{,}40)P, \text{ кВт}. \quad (2.3)$$

Из выражения (2.3) определяют требуемую мощность печных трансформаторов, зная производительность печи P; мощность каждой отдельной печи при этом выбирают, исходя из существующих типов печей. На этом заканчивается первый этап расчета печи.

Следующим этапом расчета печи является определение вторичного напряжения печного трансформатора, обеспечивающее необходимую величину погружения электродов в расплав для создания условий нормального протекания восстановительных процессов в печи. При этом в случае недостатка восстановителя в шихте следует повышать вторичное напряжение, а при его избытке — понижать. Поэтому вторичное напряжение должно иметь плавное регулирование в пределах ±20 % от средней величины напряжения $U_{ср}$. В практике работы электропечей для выплавки электрокорунда нормального установлена четкая взаимосвязь между вторичным напряжением и мощностью печи (рис. 2.10), которую можно выразить выражением

$$U = B\sqrt[3]{W}, \text{ кВ·А},$$

где B — коэффициент, зависящий от способа производства и качества применяемого сырья.

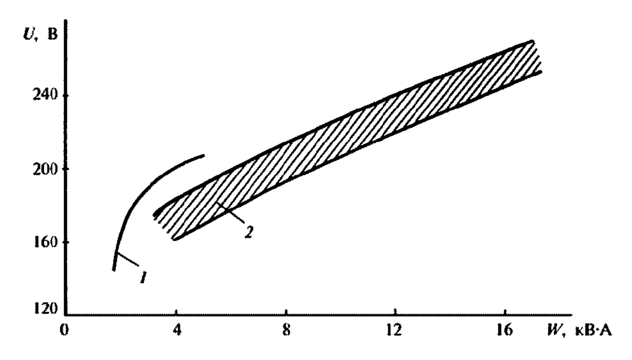


Рис. 2.10. Зависимость напряжения U от мощности электропечи W при плавке нормального электрокорунда по данным Б.М. Танхельсона:

1 — плавка "на блок"; *2* — плавка "на выпуск"

Например, для плавки на выпуск с использованием агломерированного греческого боксита $B = 10{,}7 - 10{,}8$.

Значения электрических и геометрических параметров печей зависят от требований технологического процесса и определяются следующим образом:

активное сопротивление ванны определяется удельным электрическим сопротивлением шихты ρ, Ом·см, положением электрода в ванне печи K (K — безразмерная величина, определяемая отношением глубины погружения электрода к общей глубине ванны) и диаметром электрода d, м. Сказанное можно выразить математически в виде критерия электрического подобия (ЭП): ЭП = $= U_п d / I\rho$, где $U_п$ — полезное напряжение в электроде, В; I — сила тока в электроде, А, или в виде требования к постоянной позиции электрода, обеспечивающей заданное распределение мощности: $Rd/\rho = K$. При постоянных d и ρ можно считать, что для нормальной работы печи необходимо поддержание постоянного отношения $U_п/I$, т. е. поддержание постоянного активного сопротивления ванны R.

Величина Rd определяет режим работы и размеры печного агрегата. Поэтому в конструкции электропечи должен быть предусмотрен прибор для контроля положения электрода в ванне печи.

Зная мощность трансформатора печи и диапазон рабочих напряжений, можно определить максимальные токовые нагрузки в электродах, а по ним найти диаметр электрода. Далее определение размеров ванны не представляет трудностей, если считать, что в нормально работающих электропечах зазор между телом электрода и гарнисажем в самом узком месте должен быть не менее 1,1 диаметра электрода.

Правильный подбор электрических режимов и геометрических параметров печей обеспечивает их нормальную работу и исключает периодические "аварийные" выпуски ферросплава из нижних слоев ванны через специальную летку.

2.1.6. Физико-химические процессы при выплавке нормального электрокорунда и его фазовый состав

Физико-химические процессы, идущие при плавке нормального электрокорунда, подробно описаны в работах [2, 4, 7]. Здесь же мы остановимся лишь на основных процессах, обеспечивающих восстановление примесей в боксите, и на характеристике фазового состава нормального электрокорунда, проведенных в физико-химической лаборатории ВНИИАШа под руководством профессора Н.Е. Филоненко [5].

В процессе плавки нормального электрокорунда происходит восстановление примесей в боксите в результате протекания следующих основных реакций:

$$Fe_2O_3 + 3C = 2Fe + 3CO; \quad (2.4)$$

$$TiO_2 + 2C = Ti + 2CO; \quad (2.5)$$

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO. \quad (2.6)$$

Частичное восстановление оксидов железа возможно оксидом углерода CO. В этом случае, по И.Ю. Кожевникову, процесс восстановления можно выразить следующей схемой:

$$2Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2; \quad (2.7)$$

$$2Fe_3O_4 + nCO = 6FeO + 2CO_2 + (n - 2)CO; \quad (2.8)$$

$$6FeO + nCO = 6Fe + 6CO_2 + (n - 6)CO; \quad (2.9)$$

$$3Fe_2O_3 + (2n + 1)CO = 6Fe + 9CO_2 + (2n - 8)CO. \quad (2.10)$$

Полученные в результате реакций (2.4)–(2.10) металлические фазы объединяются в расплаве в комплексный ферросплав, содержащий 70–80 % Fe, 5–15 % Si, 0,5–5 % Ti, до 2 % Al, 0,5–3,5 % C, который осаждается в нижней части электропечи (см. рис. 2.7). Оксиды алюминия, кальция и магния в ходе плавки практически не восстанавливаются и переходят в расплав вместе с корундом. Поэтому усредненный химический состав штанговых проб расплава нормального электрокорунда характеризуется содержанием в нем следующих оксидных компонентов: 95,0–96,5 % Al_2O_3, 0,4–0,8 % Fe_2O_3, 0,3–0,5 % CaO, 2,4–2,8 % TiO_2, 0,2–0,7 % SiO_2, 0,1 % MgO. Содержание углерода в такой штанговой пробе составляет 0,1 %.

Обычно процесс кристаллизации нормального электрокорунда принято рассматривать с позиций фазовых равновесий в тройной системе Al_2O_3–CaO–SiO_2 (рис. 2.11). В этой системе поле устойчивости корунда граничит с полями гексаалюмината кальция $CaO{\cdot}6Al_2O_3$, геленита $2CaO{\cdot}Al_2O_3{\cdot}SiO_2$, анортита $CaO{\cdot}Al_2O_3{\cdot}2SiO_2$ и муллита $3Al_2O_3{\cdot}2SiO_2$. Геленит в микроструктуре нормального электрокорунда отсутствует, а муллит встречается весьма редко — в низковосстановленном электрокорунде либо в шлаковой корке. Поэтому основными фазами в нормальном электрокорунде являются корунд, анортит и гексаалюминат.

При малом содержании SiO_2 в расплаве CaO практически будет расходоваться на образование гексаалюмината кальция, что сопровождается резким снижением физического корунда α-Al_2O_3. По этой причине в расплаве электрокорунда должно быть регламентировано такое количество SiO_2 (примерно

SiO_2
1723°
1707°
2 расплава
~1590°
1707°
Кристобалит
1368°
1436°
1170°
$CaO \cdot SiO_2$
1544°
Анортит
Муллит
1460°
1512°
$3CaO \cdot 2SiO_2$
$2CaO \cdot SiO_2$
~2130°
1495°
Геленит
1545°
$3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$
~1850°
$3CaO \cdot SiO_2$
Ca_3SiO_5
Ca_2SiO_4
Корунд
1593°
$CaAl_{12}O_{19}$
Известь
1455°
1380°
1500°
$CaAl_4O_7$
1335°
$CaAl_2O_4$
CaO
~2570°
1535°
$3CaO \cdot Al_2O_3$
1400°
$12CaO \cdot 7Al_2O_3$
~1595°
$CaO \cdot Al_2O_3$
~1730°
$CaO \cdot 2Al_2O_3$
~1850°
Al_2O_3
~2020°

Рис. 2.11. Диаграмма фазовых равновесий в системе Al_2O_3—CaO—SiO_2

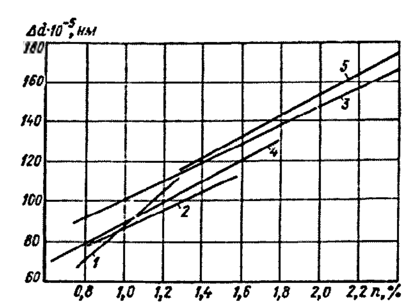


Рис. 2.12. Изменение параметра кристаллической решетки электрокорунда Δd в зависимости от мольной доли n Ti_2O_3 в твердом растворе, определяемой различными условиями охлаждения нормального электрокорунда:

1, 2 — штанговые и ковшевые пробы соответственно; *3, 4, 5* — верхние, центральные и плотные части охлажденного слитка соответственно

0,4–0,6 %, по данным Н.Е. Филоненко), которое обеспечивает условия участия CaO в образовании анортита, а не гексаалюмината кальция. Однако в промышленных условиях не всегда удается подавлять кристаллизацию гексаалюмината кальция, что авторы [4, 7] связывают с наличием оксидов титана, которые способны образовывать с CaO ряд соединений, в том числе перовскит $CaO \cdot TiO_2$, титанит $CaO \cdot SiO_2 \cdot TiO_2$, кальциевый рамзаит $CaO \cdot 2SiO_2 \cdot TiO_2$, иманит $3CaO \cdot Ti_2O_3 \cdot 3SiO_2$. Это обстоятельство позволяет считать, что кристаллизация расплава нормального электрокорунда должна рассматриваться с позиций не системы Al_2O_3–CaO–SiO_2, а более сложной системы Al_2O_3–CaO–SiO_2–TiO_2, включающей оксиды титана, массовая доля которых в готовом к выпуску расплаве составляет 1,5–2,5 % (в пересчете на TiO_2), т. е. существенно выше, чем содержание оксидов кальция и кремния. Следует отметить, что возможно и образование твердого раствора Ti_2O_3 в корунде, о чем свидетельствуют экспериментальные данные, связанные с рентгеновским определением параметров кристаллической решетки корунда в зависимости от концентрации в нем Ti_2O_3 (рис. 2.12) [4].

2.1.7. Микроскопический анализ фазового состава и структуры нормального электрокорунда в куске

Прямым методом, позволяющим судить о фазовом составе и микроструктуре нормального электрокорунда, является петрографический анализ образцов корунда в аншлифах на микроскопе МИМ-8М. Проведенные широкие петрографические исследования во ВНИИАШе показали, что типичное кристаллическое строение нормального электрокорунда в куске представляет собой плотные таблитчатые кристаллы корунда α-Al_2O_3, иногда зерна корунда размером 0,1–0,4 мкм (рис. 2.13). Анортит $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$ в корунде чаще всего образует веерообразные агрегаты, беспорядочно заполняющие промежутки между кристаллами корунда (рис. 2.14). Гексаалюминат кальция $CaO \cdot 6(Al,Ti)_2O_3$, обязательно сопутствующий корунду при производстве нормального электрокорунда из бокситов с высоким содержанием CaO, выглядит под микроскопом в отраженном свете в виде тончайших пластинок, окрашенных в синий или зеленый цвет различной интенсивности (рис. 2.15).

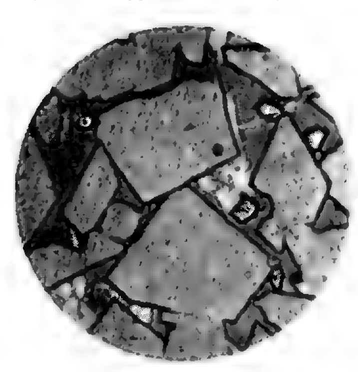


Рис. 2.13. Кристаллическое строение нормального электрокорунда в куске: изометричные кристаллы серого цвета — корунд α-Al_2O_3; участки темно-серого цвета — стекло анортитового состава ($CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$); участки светло-серого цвета — дендриты Ti_4O_7 (свет отраженный)

Муллит $3Al_2O_3 \cdot SiO_2$ редко непосредственно наблюдается в нормальном электрокорунде, и как правило, он присутствует в стекле совместно с оксидами



Рис. 2.14. Образования анортита
в промежутках между кристаллами корунда:
корунд — серые кристаллы (по краям рисунка); анортит — темно-серые участки, Ti_4O_7 — участки белого цвета (свет отраженный)

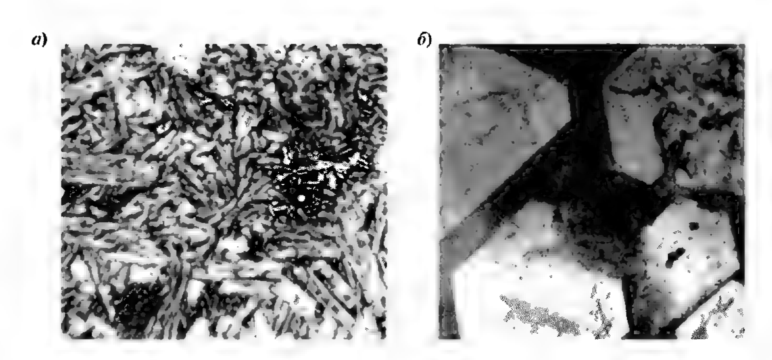


Рис. 2.15. Пластинки гексаалюмината кальция,
различно ориентированные в плоскости шлифа нормального электрокорунда:
а — пластинки удлиненной формы; *б* — пластинки шестиугольной формы

титана (рис. 2.16). Кислородные соединения титана в нормальном электрокорунде составляют от десятых долей процента до 5 % и представлены в виде оксидов различного состава (TiO; Ti_2O_3; Ti_3O_5; Ti_4O_7; Ti_5O_9; Ti_6O_{11}; TiO_2), а также твердыми растворами на основе этих оксидов. Наиболее устойчивыми соединениями титана в нормальном электрокорунде являются Ti_2O_3 и твердые растворы Al, Mg, Fe на его основе. При этом Ti_2O_3 не только наблюдается под микроскопом в свободном состоянии, но и может входить в решетку корунда, меняя окраску корунда на винно-коричневую (рис. 2.17). В боковых частях слитков и блоков нормального электрокорунда наблюдается присутствие титана

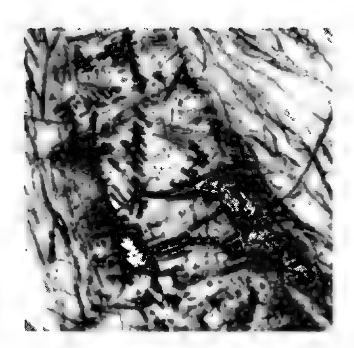


Рис. 2.16. Микроструктура участка шлифа нормального электрокорунда с муллитом:

серое поле – муллит; участки черного цвета — дендриты оксидов титана (свет проходящий, без анализатора)

а)

б)

в)

Рис. 2.17. Микроструктура материала, содержащего дендриты Ti_2O_3:

а — участки черного цвета — дендриты Ti_2O_3, примыкающие к черным участкам осветляющие участки стекла (свет проходящий, без анализатора); *б* — дендриты Ti_2O_3 (черного цвета) в участках стекла с муллитом; *в* — внедрение дендритов Ti_2O_3 в кристаллы корунда (разъедание корунда; свет отраженный)

в виде оксида Ti_4O_7, образующегося в результате восстановления TiO_2, содержащегося в боксите, оксидом углерода CO (рис. 2.18). На некоторых участках слитка нормального электрокорунда может происходить окисление Ti_4O_7 до рутила TiO_2 с образованием псевдоморфозы TiO_2 по Ti_4O_7 (рис. 2.19). В незначительном количестве в нормальном электрокорунде наблюдается шпинель (Mg, Mn, Fe)O·Al_2O_3, которая может присутствовать на стыках кристаллов корунда в виде неправильной формы образований, либо в анортите, или стекле в виде квадратных или ромбоидальных разрезов (рис. 2.20). Шпинель может также прорастать с Ti_2O_3. Кристаллы шпинели (Mg, Mn, Fe)O·Al_2O_3 могут выделяться на поверхности нитевидных кристаллов TiN или на вершинах его крестообразных дендритов. Глиноземистая шпинель AlO·Al_2O_3 в нормальном электрокорунде может образовываться в восстановительных условиях путем растворения и перекристаллизации корунда.

Карбиды и нитриды титана (TiC и TiN), возникающие в процессе получения нормального электрокорунда, наблюдаются в микроскопе в виде цепочек и зерен (TiC) либо в виде вкраплений в кристаллы корунда золотисто-желтых дендритов (TiN). В кристаллах нормального электрокорунда в виде отдельных вкраплений содержатся также карбонитриды титана и твердые растворы TiO-TiN либо скопления зерен TiC-TiN, которые образуются на месте корольков ферросплава с сохранением их формы. Характерный вид зерен нормального электрокорунда (шлифзерно 40), полученного плавкой "на выпуск" под микроскопом, показан на рис. 2.21. Наблюдаемые в этих зернах непрозрачные включения представляют собой гексаалюминат кальция. Следует подчеркнуть, что в шлифзерне 40 нормального электрокорунда наблюдаются зерна различного

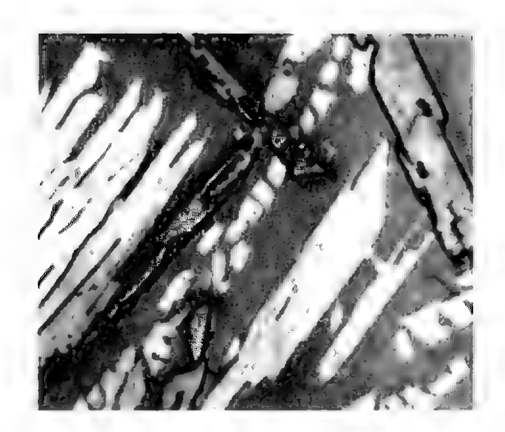


Рис. 2.18. Микроструктура участка шлифа нормального электрокорунда, содержащего Ti_4O_7: светло-серые удлиненные столбчатые кристаллы Ti_4O_7; участки серого цвета — корунд (полированный шлиф; свет отраженный)

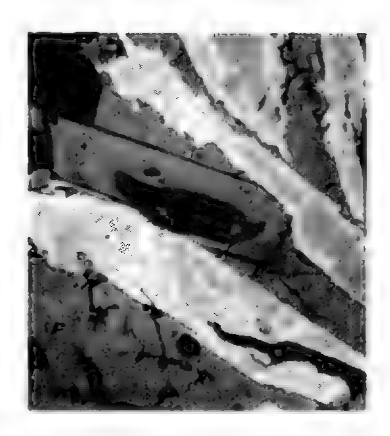


Рис. 2.19. Микроструктура участка слитка нормального электрокорунда, где происходит окисление Ti_4O_7 до рутила:
поле светло-серого цвета — реликты Ti_4O_7; участки белого цвета — рутил TiO_2 (псевдоморфоза TiO_2 по Ti_4O_7)

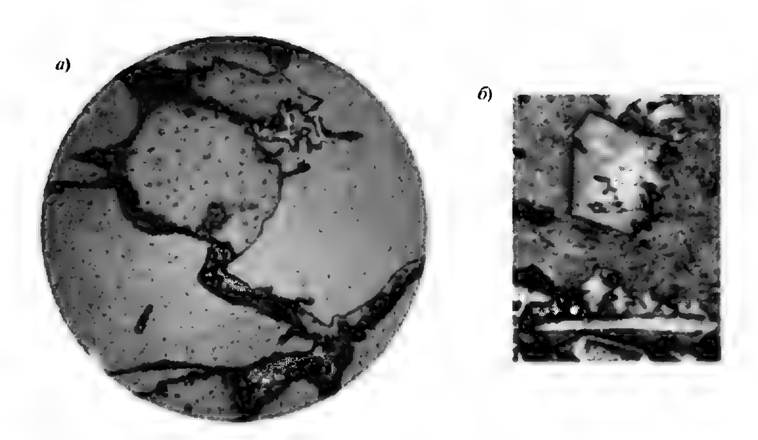


Рис. 2.20. Микроструктура нормального электрокорунда с участками шпинели (Mg, Mn, Fe)$O \cdot Al_2O_3$:
а — участки серого цвета — кристаллы корунда, образования неправильной формы на стыках кристаллов корунда — шпинель (Mg, Mn, Fe)$O \cdot Al_2O_3$; *б* — поле серого цвета — шпинель (Mg, Mn, Fe)$O \cdot Al_2O_3$, участок светло-серого цвета — Ti_2O_3; основа шлифа — стекло (отраженный свет)

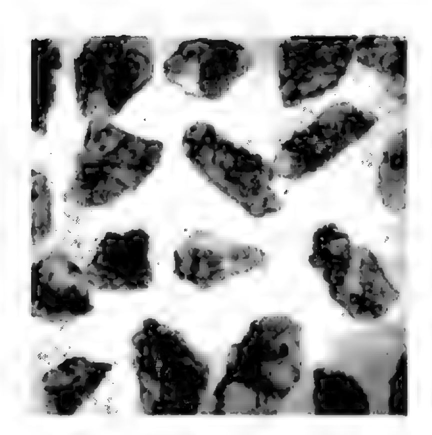


Рис. 2.21. Абразивное зерно (шлифзерно 40) нормального электрокорунда: непрозрачные включения в зерне — гексаалюминат кальция $CaO \cdot 6(Al,Ti)_2O_3$

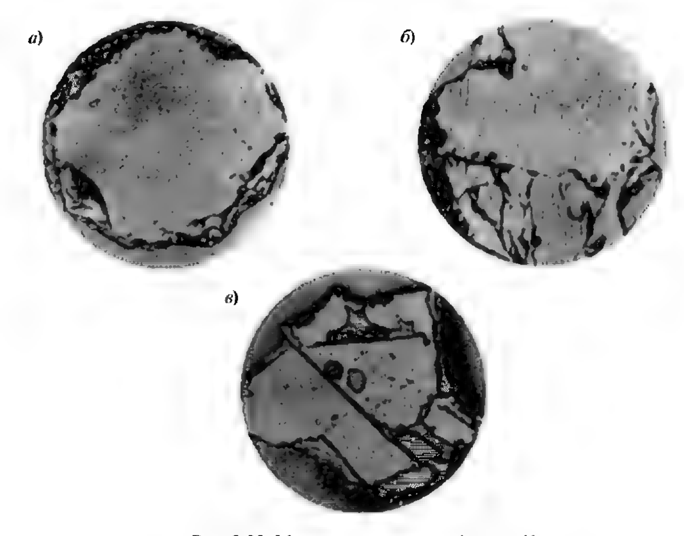


Рис. 2.22. Микроструктура шлифзерна 40 нормального электрокорунда различного строения:

а — монокристаллы; *б* — плотные агрегаты; *в* — агрегаты; участки серого цвета — кристаллы корунда; темные участки — фазы, сопутствующие корунду

строения: монокристаллы, плотные агрегаты и агрегаты. Монокристаллы — это отдельные кристаллы корунда, их осколки или кристаллы корунда с включениями в них других фаз (рис. 2.22, *а*), плотные агрегаты — это зерна, состоящие из небольшого числа кристаллов корунда (рис. 2.22, *б*), и агрегаты — зерна, состоящие из многих кристаллов корунда, соединенных прослойками сопутствующих корунду фаз (рис. 2.22, *в*).

2.1.8. Характеристика и использование попутного ферросплава

Состав ферросплава, сопутствующего производству нормального электрокорунда, определяется видом исходного сырья, технологией плавки и может корректироваться введением в шихту металлических добавок. Практикой отечественного производства принято поддерживать содержание кремния в ферросплаве на уровне 15 % по массе, что достигается присадкой в шихту железной стружки (при избытке кремнезема в сырье). Колебания в химическом составе ферросплава от плавки к плавке находятся по данным [4] в следующих пределах по массе, %: Si 8,5–12,5, C 0,95–1,95, Mn 0,2–0,5, Cr 0,1–0,4, P 0,12–0,17, S 0,17–0,30, Al 0,7–2,0, Ti 1,1–3,2, Mg 0,2–0,5.

Ферросплавы, содержащие 8–10 % кремния, сложены обычно твердыми растворами кремния в α-железе, называемыми α-растворами. Под микроскопом в ферросплаве на границе α-раствора отчетливо видны белые прослойки цементита, который в значительной мере разложен и замещен вторичным графитом (рис. 2.23) [5].

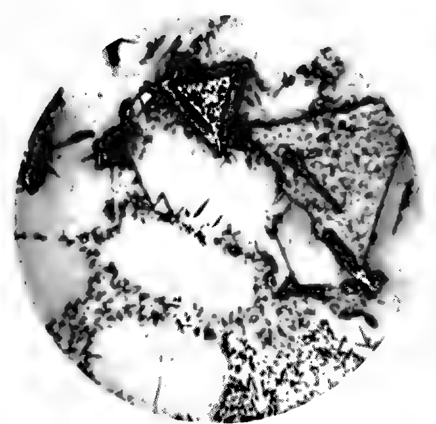


Рис. 2.23. Типичная микроструктура ферросплава, содержащего 8–10 % Si:

зерна белого цвета – α-раствор, оторочка черного цвета вокруг зерен α-раствора – чешуйчатый графит, образовавшийся при частичном разложении цементита

Температура попутного ферросплава при выходе из печи колеблется в диапазоне 1873–2073 К, а его теплосодержание при 1973 К составляет 3645,3 кДж/кг. Плотность твердого ферросплава, содержащего 10–12 % Si по массе равна 6700–6800 кг/м^3, а температура плавления — 1423–1473 К.

Попутный ферросплав используется в качестве раскислителя чугуна в литейном производстве, а также как присадка в доменную шихту при доменном процессе и для предварительного раскисления стали марки 35 ГЛ взамен используемого в серийном производстве ферросплава марки ФС 45. Попутный ферросплав можно также использовать как составную часть шихты для получения жаростойких сплавов из смеси ферросплава, передельного чугуна, углеродистого феррохрома и ферромарганца.

2.1.9. Обслуживание электродов

В производстве электрокорунда нормального применяются непрерывно действующие самоспекающиеся электроды, состоящие из наращиваемых по мере их сгорания секций стальных кожухов с загружаемой в них электродной массой. Электродная масса должна отвечать соответствующим техническим условиям, а высота ее столба в кожухе должна быть не менее 2–2,5 м над контактными щеками электродов, охлаждаемыми водой. Доля связующего в электродной массе не должна превышать 24–25 % по массе. Для предохранения электродной массы от пыли кожух электрода закрывается крышкой.

Перепуск электродов по мере обгорания их рабочих концов производится с помощью специальных устройств равномерно по времени и на минимальную величину, обеспечивающую сохранение необходимой длины рабочих концов электродов. С этой целью на кожух электродов обычно наносится дециметровая шкала, по которой контролируют расход и перепуск электродов.

Признаками нормального хода обжига электродов являются темный, без накаленных участков кожух, отсутствие на нем вздутий и выделение из отверстий в кожухе небольших язычков пламени. В процессе коксования электродной массы признаком форсированного коксования (и слишком высокой нагрузки) являются покраснение кожуха, вытекание из него массы и бурное газовыделение. Об окончании процесса обжига электродов судят по исчезновению язычков пламени и механическому звуку при постукивании по электроду. В случае обрыва электрода необходимо стараться извлечь его огарок из печи, а при невозможности сделать это — принять меры к скорейшему его разрушению путем уменьшения подачи углеродистого материала и подачи чистой бокситовой шихты в зону нахождения огарка.

2.1.10. Устройство, эксплуатация и ремонт изложниц и леток

Как уже упоминалось, при производстве нормального электрокорунда расплав корунда сливают в изложницу (см. рис. 2.6, 2.7), имеющую форму усеченного конуса и устанавливаемую меньшим основанием на футерованный угольными блоками поддон с тележкой. Внутренняя сторона изложницы футеруется слоем шамотного и хромомагнезитового кирпича с нанесенной на него ров-

ным слоем толщиной 10 мм огнеупорной обмазки, состоящей из смеси 42,5 % молотой глины + 42,5 % угольной пыли + 15 % жидкого стекла.

После съема изложницы с поддона и удаления слитка нормального электрокорунда изложница вместе с поддоном охлаждается на воздухе в течение 8–10 ч, затем тщательно зачищается место установки кожуха, проверяется исправность кожуха и его футеровки. Пригодные к дальнейшей эксплуатации изложницы направляют на обмазку, а неисправные — в ремонт. Емкость изложницы определяется объемом слитка с учетом объемного веса расплава, равного 2,7 т/м^3. В табл. 2.16 приведены размеры изложниц для различных слитков нормального электрокорунда по данным Б.М. Танхельсона.

Таблица 2.16

Примеры размеров изложниц для нормального электрокорунда

Масса слитка, т	Полезный объем изложницы, м^3	Высота, м		Диаметр изложницы, м	
		слитка	изложницы	верхний	нижний
10,0	4,0	1,4	1,8	2,4	1,4
18,5	6,8	1,7	2,1	2,8	1,6
25,0	9,5	1,9	2,3	3,3	1,9

В нижнюю часть изложницы засыпается подсыпка толщиной 200 мм из отходов производства нормального электрокорунда или дробленого антрацита (размер частиц –15...+5 мм), а в верхней части изложницы предусмотрен зазор в 200 мм между кромкой изложницы и уровнем расплава.

Выпуск ферросплава производят в металлические изложницы, футерованные угольными блоками и шамотным кирпичом и заправленными песком, после трех-четырех выпусков электрокорунда и не позднее чем через 1 ч после выпуска электрокорунда. Слиток ферросплава массой 10–12 т остывает в изложнице 8–10 ч, после чего укладывается на специально огороженное место для охлаждения до 40–50 °С.

Леточный желоб электрокорундовой летки футеруется угольным блоком и заклинивается магнезитовым кирпичом, а место стыка блока с огнеупорной кладкой тщательно затрамбовывается пастой из магнезитового порошка, замешанного на жидком стекле. Боковые стенки желоба также состоят из магнезитового кирпича, а весь желоб сверху обмазывается огнеупорной массой. Леточный желоб ферросплавной летки футеруется магнезитовым кирпичом с устройством канала для слива ферросплава; перед каждым выпуском лоток летки обмазывается слоем огнеупорной пасты из магнезитового порошка на жидком стекле. Состояние ферросплавной клетки контролируется после каждого выпуска ферросплава.

2.1.11. Технологический контроль производства нормального электрокорунда в куске

Назначением технологического контроля производства нормального электрокорунда в куске является проверка соответствия исходных сырьевых материалов и продуктов производства требованиям технологического процесса [38]

с выполнением ряда анализов, результаты которых служат основанием для оперативного регулирования технологических режимов производства.

Анализ сырьевых материалов и проб получаемого в электропечи расплава осуществляется путем периодического (не более чем через 0,5 ч) отсекания струи шихтовых материалов, поступающих из питателя на транспортерную ленту. По массе отобранных проб контролируется правильность массового соотношения между компонентами шихты.

Химический анализ дробленого агломерата и углеродистого материала проводится на усредненных лабораторных пробах массой 0,5 кг, отобранных за двое суток.

При технологическом контроле процесса плавки правильность ведения технологического режима связывают с определенным заданным составом электрокорундового расплава (0,4—1,0 % SiO_2, 1,5—3,0 % TiO_2 и не более 1,3 % CaO) и металлического расплава (ферросплава) с содержанием 8—15 % Si. Заданные составы расплавов достигаются дозировкой восстановителя в составе шихты, электрическим режимом плавки и соблюдением определенной периодичности выпусков расплава из печи. Расчетная дозировка восстановителя выверяется и исправляется на основании анализов проб расплава. Корректировка количества восстановителя производится в следующих случаях:

а) если изменение расчетной дозировки восстановителя превышает 1 % по массе;

б) если состав электрокорундового расплава по анализу проб, отбираемых при выпуске расплава из печи, значительно отличается от заданного состава. При установившемся составе готового расплава и незначительных колебаниях в составе исходных материалов дозировка восстановителя в шихте сохраняется.

Пробы электрокорундового расплава отбирают железной штангой, от которой застывший и охлажденный расплав отделяют, измельчают до крупности 0,5 мм и анализируют методом спектрального анализа на содержание примесей; из проб, отобранных штангой за сутки на каждой печи, приготавливается средняя проба для определения содержания в корунде CaO.

Пробы расплава ферросплава отбираются в графитовый или керамический ковш один раз в сутки от каждой печи, затем после их охлаждения из них получают стружку на строгальном станке, которую измельчают до 1 мм и определяют в ферросплаве (на навеске в 10 г) содержание Al, Si, Ti.

Технологический контроль непосредственно процесса плавки включает: контроль электрического режима печи (мощности, напряжения, силы тока); положения электродержателей на электродах, глубины погружения последних в ванну печи и температуры охлаждающей воды на зажимах электродов; определение химического состава расплава электрокорунда и ферросплава и электрокорунда в куске; замеры уровня загрузки электродной массы в кожухи электродов, ее состояния и температуры, уровня шихты в печных бункерах и расплава в ванне. По совокупности всех этих параметров определяют необходимость корректировки процесса плавки нормального электрокорунда.

Определение качества нормального электрокорунда в куске ведут либо по химическому анализу штанговых проб каждого слива, либо крупки электрокорунда, получаемой в результате дробления его слитков. В последнем случае

отбирают пробу электрокорунда массой 10 кг механическим пробоотборником, измельчают до крупности 1 мм и сокращают массу пробы до 0,5 кг. Из отобранных за сутки проб путем усреднения и сокращения устанавливается средняя лабораторная проба для анализа химического и минералогического составов электрокорунда и для определения в нем содержания магнитного материала.

При анализе электрокорунда в куске определяют также количество дробленого электрокорунда, ферросплав в слитках и средний качественный состав электрокорунда.

2.1.12. Влияние бокситового сырья на технико-экономические показатели производства электрокорунда нормального

Технологическое опробование бокситов различных месторождений в одинаковых условиях подготовки к плавке способом спекания на ленточной агломерационной машине с последующей выплавкой электрокорунда “на выпуск” в электропечах мощностью 10,5–16,5 МВ·А позволило выявить наиболее перспективные отечественные месторождения бокситов, представленные в табл. 2.17, по сравнению с импортным бокситом.

2.1.13. Экология в производстве электрокорунда нормального

Обилие объема восстановительных процессов при плавке нормального электрокорунда способствует выделению больших объемов газов в зоне реакций. Общее количество газов от одной электропечи достигает 230000–280000 $м^3$/ч. В составе этих газов до 80 % CO, 4–10 % CO_2, 0,1–2 % O_2, 0,2–2 % H_2, 5–20 % CH_4. Газы, поднимаясь от зоны реакции, где температура составляет 1900–2000 °С, отдают свое тепло шихте и приходят к поверхности колошника печи с температурой 100–150 °С. Однако при избытке воздуха за счет догорания CO до CO_2 происходит повышение температуры газов над поверхностью шихты до 700–800 °С и уменьшение содержания в них CO до 2–3 %; далее продолжается догорание газа, и содержание CO в вытяжной шахте мощной электропечи составляет порядка 0,5 %, а температура газов в ней колеблется в интервале 150–250 °С. Вместе с газами из печей выбрасывается огромная масса пыли. Типичный состав пыли от электропечей приведен в табл. 2.18.

Пыль отличается тонкодисперсным фракционным составом (1,5–25 мкм), ее удельная поверхность составляет 4,5 $м^2$/г, а удельное электросопротивление — более 10^{11} Ом·м. В общей массе пыли преобладают частицы возгонного происхождения, а уровень запыленности на выходе из колошника достигает 150 г/$м^3$.

В целях уменьшения загрязненности производства и улучшения экологии в абразивной отрасли разработаны и действуют ряд систем [6, 7] для очистки газов от пыли. В частности, достаточно эффективно пыль улавливается электрофильтрами, состоящими из осадительной камеры с коронирующими и осадительными электродами, подключенными к источнику питания. Электрофильтры работают на постоянном токе высокого напряжения (40–70 кВ) с подключением коронирующего электрода к отрицательному полюсу источника тока [7].

Таблица 2.17

Технико-экономические показатели производства электрокорунда нормального при использовании различных отечественных бокситов по сравнению с импортными бокситами

Показатель	Бокситы (месторождение)				
	Аятский	Татарский	Северо-Онежский	Высоко-польский	Импортный
Показатели качества боксита					
Химический состав, %:					
Al_2O_3	45,50	38,90	55,80	38,80	52,0
Fe_2O_3	18,70	28,70	8,00	29,00	22,0
SiO_2	8,10	7,70	16,50	8,20	5,2
CaO	0,21	0,17	0,19	0,15	0,34
TiO_2	2,30	4,50	2,50	2,50	2,8
п.п.п.	24,50	20,00	16,00	20,0	17,0
Кремниевый модуль	5,5	5,5	3,4	4,7	10,0
Кальциевый модуль	217	230	290	258	150
Показатели процесса агломерации					
Удельный расход, кг/т:					
боксита	1150	1250	700	1250	1220
антрацита	120	150	80	150	130
чугунной стружки	90	–	–	–	20
скрапа	–	–	450	–	–
шлама	50	40	40	40	–
Показатели качества агломерации					
Химический состав, %:					
Al_2O_3	57,5	48,8	46,3	49,8	60,0
Fe_2O_3	21,5	34,4	10,0	35,0	26,0
$Fe_{мет}$	8,4	–	11,5*	–	2,0
SiO_2	9,5	9,8	12,7	10,4	6,7
CaO	0,24	0,22	0,13	0,20	0,43
Кремниевый модуль	6,0	5,1	3,65	4,8	9,0
Кальциевый модуль	180	180	200	180	140
Железо-кремниевый модуль	5,2	5,2	5,2	5,0	6,8
Показатели процесса плавки электрокорунда					
Удельный расход:					
агломерата, кг/т	1800	2020	2160	2020	1650
антрацита, кг/т	180	200	180	200	150
элетроэнергии, кВт·ч/т	3100	3350	3900	3300	2750
Выход ферросплава (до 15 % Si), кг/т	350	500	720	500	280
Показатели качества электрокорунда					
Выпуск шлифматериалов марок, %:					
15А	30	30	30	30	30
14А	50	50	50	50	50
13А и 12А	20	20	20	20	20
Выход, %:					
шлифзерна	68	68	68	68	68
шлифпорошков	10	10	10	10	10

* С учетом введения железной окалины.

Таблица 2.18

Состав пыли, выбрасываемой вместе с газами от печи нормального электрокорунда, по данным Б.М. Танхельсона

Период плавки	Массовая доля компонентов в пыли, %							
	Al_2O_3	Fe_2O_3	SiO_2	CaO	MgO	TiO_2	C	Смолистые вещества
Загрузка печи	33,50	5,38	28,80	0,35	1,60	0,54	5,04	0,83
Плавление	48,89	3,00	23,18	0,40	2,50	0,20	2,34	0,33
Выпуск расплава	66,63	1,83	13,60	0,30	2,40	0,05	3,18	0,17

Уловленная пыль с высоким содержанием Al_2O_3 и низким содержанием SiO_2 после ее окускования может использоваться в шихте для плавки нормального электрокорунда.

2.2. Монокорунд

2.2.1. Технологическая схема процесса получения оксисульфидного шлака и характеристика сырьевых материалов

В отличие от электрокорунда нормального монокорунд представляет собой кристаллы корунда α-Al_2O_3, образующиеся при кристаллизации оксисульфидного шлака (ОСШ). Технологическая схема выплавки ОСШ и получение из него товарного продукта в виде шлифзерна, шлифпорошков и микропорошков представлена на рис. 2.24. Промышленный способ производства монокорунда в России был разработан М.В. Каменцевым [1]. Способ получения монокорунда основан на свойстве Al_2O_3 растворяться в расплаве Al_2S_3 и при кристаллизации расплава выделяться уже в виде зерен, состоящих из кристаллов корунда различной величины и изометричной формы (рис. 2.25). Существующий технологический процесс выплавки ОСШ предусматривает использование в качестве исходных материалов агломерированного боксита, серосодержащего компонента (например, FeS_2) и углеродистого восстановителя. Основными технологическими операциями являются: выплавка ОСШ в дуговой трехфазной электропечи способом "на блок", разбивка блока, сортировка кусков разбитого блока, разложение кусков ОСШ, обогащение, сушка, рассев, магнитная сепарация, прокалка и охлаждение готового зерна монокорунда.

Для выплавки ОСШ применяют бокситовый агломерат, серный колчедан FeS_2, нефтяной кокс и возвратную шихту. Бокситовый агломерат используют разных марок: АБВ ($Al_2O_3 \geq 62$ %, $SiO_2 \leq 4$ %, $CaO \leq 0,15$ %, п.п.п. $\leq 0,8$ %), АБ1 ($Al_2O_3 \geq 61$ %, $SiO_2 \leq 5,9$, $CaO \leq 0,4$, п.п.п. $\leq 0,8$ %), АБ2 ($Al_2O_3 \geq 58$ %, $SiO_2 \leq 6,5$ %, $CaO \leq 0,45$ %, п.п.п. $\leq 1,0$ %).

Серный колчедан используют марок КСФ-0, массовая доля серы в котором составляет ≥ 50 %, КСФ-1 (≥ 48 % серы), КСФ-3 (≥ 42 % серы), КСФ-4 (≥ 38 % серы). При этом во всех марках серного колчедана должно содержаться менее 0,38 % мышьяка, менее 0,05 % фтора и менее 3,8 % влаги, а в марках КСФ-1, КСФ-3 и КСФ-4 регламентируется содержание свинца и цинка в количестве ≤ 1 % [7].

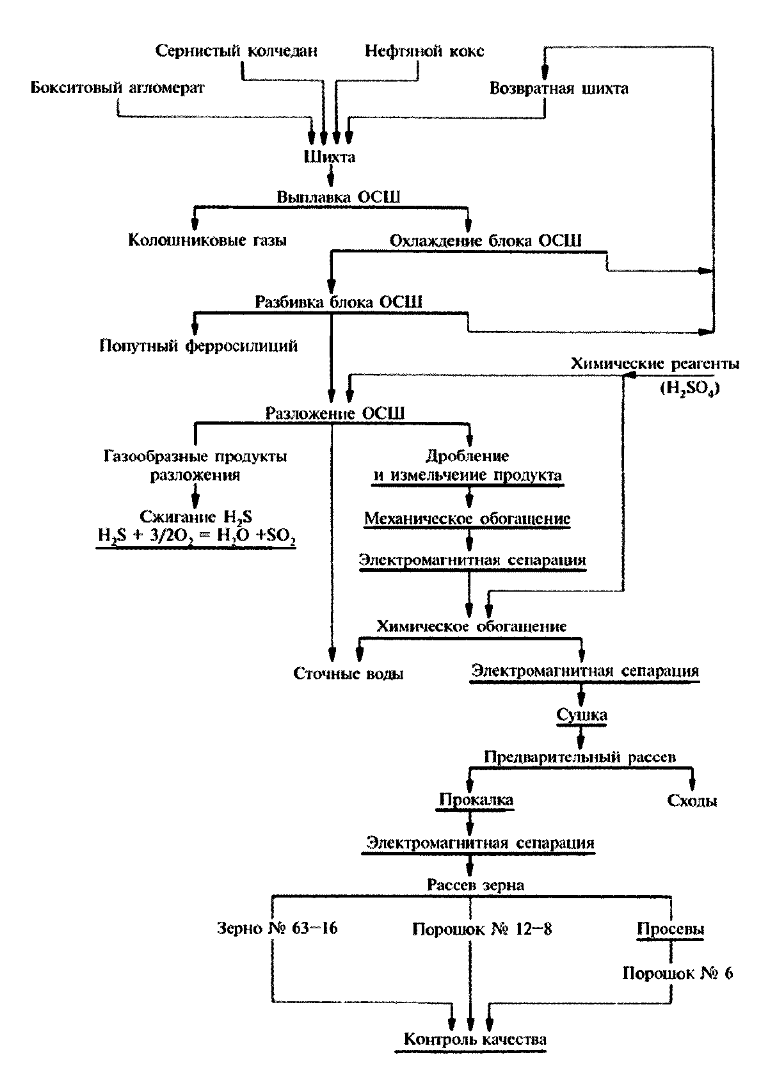
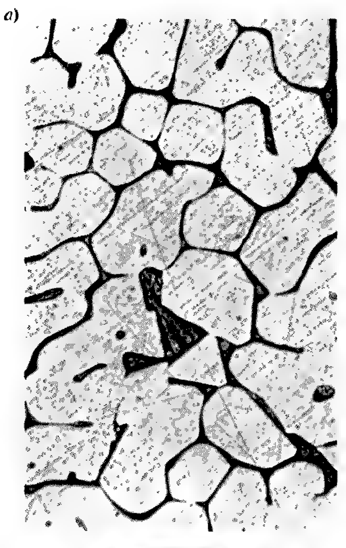


Рис. 2.24. Принципиальная технологическая схема выплавки монокорунда и получение монокорундовых шлифматериалов



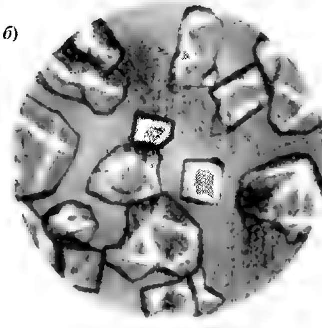


Рис. 2.25. Микроструктура оксисульфидного шлака и изометричные кристаллы и зерна монокорунда по [4]:

а — оксисульфидный шлак: светло-серые зерна — корунд; черные участки — пустоты от выщелачивания сопутствующих фаз; *б* — изометричные кристаллы и зерна монокорунда, полученные при разложении ОСШ при содержании в нем около 4 % Al_2S_3 и около 3 % углерода

В качестве нефтяного кокса для выплавки ОСШ применяют нефтяную коксовую мелочь марки К-30 с размером частиц от 0 до 8 мм, отвечающей требованиям ГОСТ 22898–78: выход летучих — ≤ 11,5 %, общая влага — ≤ 3,0 %, зольность — 0,8 %, содержание серы — ≤ 1,5 % (по массе).

Шихта для выплавки ОСШ составляется из расчета навески массой 100 кг бокситового агломерата. На 100 кг бокситового агломерата добавляют 25–30 кг серного колчедана и 18–22 кг нефтяного кокса. С учетом использования возвратной шихты, содержащей все компоненты в таком же соотношении, колоша шихты имеет следующий состав: бокситовый агломерат — 400 кг, возвратная шихта — 100 кг, серный колчедан — 100–120 кг, нефтяной кокс — 75–90 кг.

Подготовка печи к плавке ОСШ аналогична во многом подготовке печи для выплавки нормального электрокорунда способом "на блок". Подину печи футеруют с таким расчетом, чтобы в ее углублении мог вместиться жидкий попутный ферросилиций. На подину устанавливают стальной кожух, загружают 500–800 кг нефтяного кокса, на кокс насыпают 1500–2000 кг бокситового агломерата, затем в центре подины выкладывают треугольник из кусков электродного боя таким образом, чтобы его вершины совпали с тремя электродами. В таком виде ванна печи считается подготовленной для начала выплавки ОСШ.

Основными периодами плавки ОСШ являются: 1) розжиг печи и набор мощности; 2) наплавление блока ОСШ; 3) проплавление колошника и доводка расплава ОСШ до содержания в нем нужного количества Al_2S_3 и FeS_2.

Плавку производят в дуговой трехфазной электропечи, питающейся от трехфазного трансформатора мощностью 3500 кВ·А. Процесс плавки ведут с погруженными в шихту электродами,

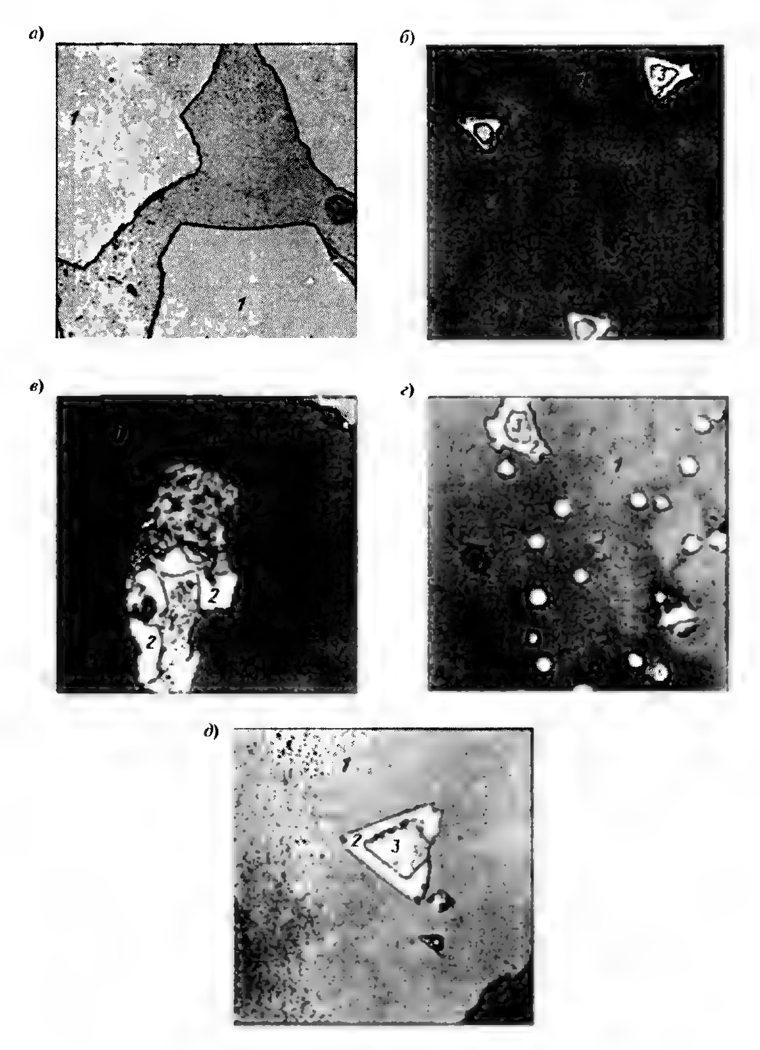


Рис. 2.26. Микроструктура монокорунда и примесных фаз (зернистость 40) по [7]:

а — кристаллы корунда, близкие к равновесным; *б–д* — примесные фазы:
1 — кристаллы корунда; *2* — карбид титана; *3* — ферросилиций; *4* — сульфид титана

периодически загружая шихту так, чтобы ее слой над расплавом составлял 350—500 мм. После загрузки всей навески шихты колошник проплавляют и в течение 1,5—2,0 ч проплавляют верх блока. Затем выплавленный блок охлаждают сначала с кожухом печи, а после снятия кожуха блок остывает на эстакаде в течение 7—10 суток.

В процессе наплавления блока шихту нужной рецептуры периодически загружают в ванну печи с расчетом 1000 кг шихты на 1000 кВт·ч израсходованной электроэнергии. В процессе плавки периодически отбирают штанговые пробы, в которых определяют содержание Al_2S_3 и FeS люминесцентным методом, а также по цвету, структуре излома и запаху штанговой пробы. При содержании в штанговой пробе ≥ 4,5 % Al_2S_3 и 1,0 % FeS считается, что расплав ОСШ соответствует требуемому составу.

На одну плавку ОСШ расходуется 55000 кВт·ч электроэнергии при массе наплавленного блока 18—20 т и среднем удельном расходе электроэнергии 3050 кВт·ч на 1 т выплавляемого ОСШ.

В процессе плавки ОСШ, как и при выплавке электрокорунда нормального, происходит восстановление содержащихся в боксите оксидов кремния, железа, титана по реакциям (2.1)—(2.3) до металлов, образование комплексного ферросплава и его осаждение на дно печи. Одновременно с этим, благодаря присутствию в составе шихты FeS, в процессе плавки монокорунда идут и следующие реакции:

$$SiO_2 + 2FeS + 2C = SiS_2 + 2Fe + 2CO; \quad (2.11)$$

$$CaO + FeS + C = CaS + Fe + CO; \quad (2.12)$$

$$TiO_2 + 2FeS + 2C = TiS_2 + 2Fe + 2CO; \quad (2.13)$$

$$Al_2O_3 + 3FeS + 3C = Al_2S_3 + 3Fe + 3CO. \quad (2.14)$$

Реакция (2.12) полностью переводит CaO в CaS, который легко удаляется при разложении ОСШ, реакции (2.11) и (2.13) сопутствуют реакции (2.12), а реакция (2.14) позволяет частично (до 6 %) перевести глинозем в сульфид алюминия (Al_2S_3), который снижает температуру плавления всей системы, разжижает расплав и тем самым способствует наиболее полному восстановлению примесей. Оксид алюминия растворяется в расплаве сульфида алюминия, а при охлаждении снова выкристаллизовывается в виде корунда. Образующиеся в ходе плавки сульфиды алюминия, кальция и частично железа и титана застывают при охлаждении позже, чем Al_2O_3, и образуют прослойку между зернами монокорунда. Таким образом, в результате получается блок ОСШ, состоящий из зерен корунда, связанных (сцементированных) сульфидами алюминия, кальция и частично сульфидом титана (рис. 2.26).

Термодинамика реакций восстановления примесных оксидов углеродом в ОСШ в присутствии серы, диаграммы состояния металл—сера (Me—S) и термодинамические свойства сульфидов алюминия, кальция и титана подробно описаны в работах [4, 7].

2.2.2. Получение, состав и свойства монокорундовых шлифматериалов

После охлаждения блока выплавленного ОСШ на эстакаде его очищают от непрореагировавшей шихты и разбивают на копре стальной "бабой" до кусков размером 250—300 мм, куски затаривают в специальные бадьи, а затем переда-

ют на последующее дробление до крупности менее 100 мм (средний размер кусков — до 30 мм). Мелочь ОСШ и непрореагировавшая шихта возвращаются на переплав, а куски ОСШ размером ≤ 30 мм поступают на операцию его разложения с выделением кристаллов монокорунда различной крупности.

Разложение ОСШ представляет собой процесс, основанный на взаимодействии составляющей ОСШ сульфида алюминия с раствором $NaOH$ или H_2SO_4. Этот процесс ведут в специальных устройствах — разлагателях башенного типа (рис. 2.27). В качестве раствора для разложения ОСШ в настоящее время используют 1,5–2,0 %-й раствор H_2SO_4. Серная кислота взаимодействует с сульфидом алюминия по реакции

$$Al_2S_3 + 3H_2SO_4 = Al_2(SO_4)_3 + 3H_2S.$$

При этом выделяющийся сероводород улавливается и сжигается до SO_2:

$$H_2S + 3/2\ O_2 = H_2O + SO_2.$$

Разложенный таким образом ОСШ представляет продукт, состоящий из зерен (достаточно изометричных кристаллов) корунда α-Al_2O_3, примесных фаз и крупных частиц неразложившегося шлака +0,8 мм, поступает на мокрый грохот, а затем подвергается обогащению на концентрационных столах. Отделенные таким образом частицы монокорунда подвергаются мокрой магнитной сепарации, химическому обогащению, прокалке, сухой магнитной сепарации и классификации по номерам зернистости. По данным Е.П. Феофилактовой с сотрудниками массовая доля α-Al_2O_3 в ОСШ, получаемого плавкой способом "на блок", составляет 61 %, а массовый выход шлифматериалов от исходного шлака — 58 %, в том числе 49–52 % шлифзерна и 6–7 % шлифпорошков.

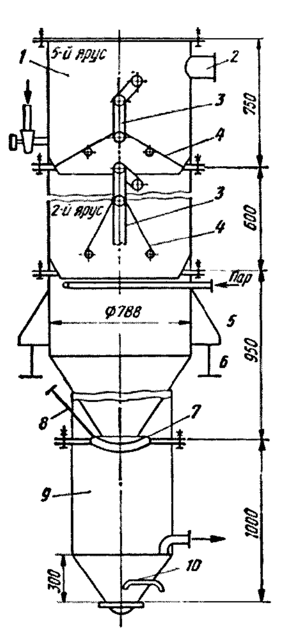


Рис. 2.27. Продольный разрез пятиярусного разлагателя оксисульфидного шлака по [7]:

1 — приемная камера (5-й ярус); *2* — патрубок выхода циркулируемой воды; *3* — механизм привода конусных решеток; *4* — конусные решетки; *5* — патрубок подачи острого пара; *6* — бункер-накопитель; *7* — затвор; *8* — механизм привода затвора; *9* — бункер выдачи продукта разложения ОСШ; *10* — патрубок подачи воды для промывки продукта разложения ОСШ перед его разгрузкой

Согласно отраслевому стандарту монокорундовые шлифматериалы должны отвечать требованиям, представленным в табл. 2.19.

В качестве основных примесей в монокорунде присутствуют сульфид кальция и полусернистый титан, встречаются карбид, нитрид и карбонитрид титана, реже — муллит и стекло. Металлическая фаза представлена попутным ферросплавом, представляющим собой твердый раствор кремния в α-железе.

Окисление примеси TiS_2 в рутил TiO_2 при нагревании монокорунда с доступом воздуха сопровождается заметным увеличением объема (≥ 10 %) и является

Таблица 2.19

Требования к монокорундовым шлифматериалам

Марка	Зернистость	Компонент, мас. %			Магнитный материал, мас. %
		Fe_2O_3	TiO_2	C	
45А	50–32	0,20	0,40	0,15	0,08
	25–16	0,20	0,40	0,15	0,08
	12–10	0,20	0,40	0,15	0,10
44А	50–32	0,30	0,45	0,20	0,15
	25–16	0,30	0,45	0,15	0,15
	12–8	0,35	0,60	0,20	0,10
43А	80–32	0,50	0,55	0,20	0,15
	25–16	0,40	Не регламентируется	0,20	0,10
	12–10	0,45		0,20	0,10
	8–6	0,50		0,20	0,10

одной из причин, вызывающих термическое расширение зерна монокорунда в интервале температур 1048–1173 К. Наличие примесных соединений ухудшает также товарный вид материала, окрашивая его зерна в различные цвета. Положительным отличием монокорунда от других видов корундовых материалов является его менее дефектная кристаллическая структура, обусловленная отсутствием операции дробления куска монокорунда и обеспечивающая более высокие абразивные свойства монокорундовых зерен и кристаллов. Так, ударная вязкость монокорунда равна 22,87 против 15,44 Н·м/см^2, характерной для кристаллов нормального электрокорунда, и 17,55 Н·м/см^2 — у белого, а хрупкая прочность, по данным В.Ф. Бердикова, 3,55–4,10 ГПа. Это является одним из факторов, объясняющих широту диапазона использования шлифматериалов монокорунда на операциях прецизионного шлифования.

2.3. Электрокорунд белый

2.3.1. Техническая характеристика и области применения

Электрокорунд белый среди всех искусственных абразивных материалов стоит на втором месте по объему выпуска после электрокорунда нормального. Выплавляемый в электрических дуговых печах белый электрокорунд содержит в своем составе 99 % оксида алюминия в виде корунда α-Al_2O_3 и небольшое количество примесей (Na_2O, SiO_2, Fe_2O_3, CaO, MgO). Типичные химические составы белого электрокорунда отечественного и зарубежного производств представлены в табл. 2.20.

По химическому составу и содержанию магнитного материала белый электрокорунд должен отвечать техническим требованиям, приведенным в табл. 2.21. При этом содержание углерода приводится для накопления статистических данных и не является основанием для браковки материала.

Плотность белого электрокорунда 3900–4000 кг/м^3, микротвердость 22–26 ГПа. Основная область применения белого электрокорунда — абразивная промышленность. Абразивные изделия, изготовляемые из белого электрокорунда, отличаются хорошей самозатачиваемостью, а обрабатываемые ими металли-

Таблица 2.20

Химический состав белого электрокорунда зарубежного и отечественного производств

Страна-производитель	Зернистость	Содержание оксидов, %					
		Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	Na_2O	CaO	MgO
США	30	99,16	0,10	0,07	0,48	0,06	0,03
Германия							
Завод А	30	99,77	Следы	0,03	0,22	Следы	0,01
Завод Б	40	99,20	0,08	0,05	0,20	0,03	0,02
Россия							
Завод А	40	99,35	0,09	0,06	0,24	0,03	0,04
Завод Б	–	99,47	0,20	0,14	0,59	0,04	0,06

Таблица 2.21

Технические требования, предъявляемые к электрокорунду белому в России

Марка электро-корунда белого	Зернистость	Химический состав, % (не более)				Содержание магнитного материала, % (не более)
		Fe_2O_3	SiO_2	Na_2O	C	
25А	50–16	0,02	0,10	0,20	0,10	0,008
	12–3	0,03	0,12	0,25	0,15	0,009
24А	50–16	0,05	0,14	0,30	0,15	0,010
	12–3	0,05	0,16	0,35	0,20	0,010
	М63–М50	0,03	0,15	0,30	0,15	0,007
	М40–М14	0,04	0,15	0,40	0,15	0,007
	М10–М5	0,05	0,25	0,50	0,20	0,007
23А	50–16	0,10	0,20	0,40	0,20	0,015
	12–3	0,12	0,25	0,50	0,25	0,015
	М63–М50	0,05	0,20	0,40	0,15	0,013
	М40–М14	0,07	0,20	0,50	0,20	0,013
	М10–М5	0,10	0,30	0,60	0,25	0,013

ческие изделия имеют наиболее низкую шероховатость по сравнению с изделиями, обрабатываемыми другими видами электрокорундовых материалов. Именно эти особенности белого электрокорунда позволяют использовать его для изготовления самых ответственных абразивных инструментов, включая и инструмент для силового шлифования, а сочетаемость таких свойств в зернах белого электрокорунда, как высокая твердость, относительно низкая механическая прочность и ярко выраженная способность к самозатачиванию, позволяет использовать абразивный инструмент из белого электрокорунда для обработки закаленных труднообрабатываемых сталей и для финишного шлифования.

2.3.2. Сырьевые материалы в производстве белого электрокорунда

Сырьем для производства белого электрокорунда служит глинозем, получаемый из бокситов, каолинов, нефелинов, содержащих оксид алюминия, получаемый щелочным или кислотным методом. Химический состав глиноземов, получаемых на отечественных заводах, представлен в табл. 2.22.

Таблица 2.22

Химический состав глиноземов, полученных на различных заводах России

Завод-изготовитель	Химический состав глинозема, %					
	Al_2O_3	CaO	SiO_2	Fe_2O_3	Na_2O	п. п. п.
Уральский алюминиевый	98,2	0,20	0,08	0,08	0,76	0,37
Богословский глиноземный	98,4	0,03	0,06	0,04	0,30	1,22
Бокситогорский глиноземный	99,6	0,03	0,05	0,01	0,22	–

2.3.3. Технология производства электрокорунда белого в куске (способы выплавки)

Технологическая схема аппаратурного оформления процесса производства электрокорунда белого по [7] представлена на рис. 2.28. Согласно этой схеме сырье (глинозем марки ГЭБ) грейферным краном *1* подается из бункера сырья *2* через циклон *3* в печной бункер *4* и далее по течке — в трехфазную электрическую печь *5*. Расплав готового электрокорунда сливается в изложницу *7*, установленную на реверсивную тележку *6*. Затем после кристаллизации и охлаждения расплава электрокорунда изложница мостовым краном *8* транспортируется на выталкиватель застывшего электрокорунда *14*, где слиток *9* выталкивается из изложницы и мостовым краном *10* подается на поддон для затаривания куска белого электрокорунда *11*. Готовый кусок электрокорунда размером не более 400 мм забрасывается в специальный бункер для куска *12*, из которого ленточным наклонным конвейером *13* кусок электрокорунда транспортируется на дробление в цех производства шлифовальных материалов.

2.3.4. Конструкция электропечи и изложницы для плавки белого корунда

Выплавка электрокорунда белого может производиться двумя способами — "на блок" и "на выпуск". В России вплоть до 50-х годов прошлого века плавили белый электрокорунд способом "на блок" массой 20—50 т. В 1952 году на Ленинградском заводе "Ильич" был освоен способ выплавки белого электрокорунда "на выпуск", преимущество которого перед "блок-процессом" состоит в возможности установки более мощных и высокопроизводительных электропечей, работающих с меньшим удельным расходом электроэнергии, а также в возможности более полной механизации и автоматизации процесса с улучшением условий труда обслуживающего персонала. Плавка способом "на выпуск" ("на слив") производится в дуговых трехфазовых печах (рис. 2.29), оснащенными графитированными электродами *2*, удерживаемыми электрододержателями *1*, которые имеют внутреннее водяное охлаждение и гидравлическую систему перепуска электродов. Печь имеет механизм наклона *6* для удобства слива расплава электрокорунда. Свод печи *3* представляет собой секционную водоохлаждаемую конструкцию, футерованную изнутри специальным огнеупором. В своде печи предусмотрены отверстия для электродов, окна для обслуживания колошника и отвода печных газов и пыли к электрофильтрам. Свод *3*, кожух *4* и днище печи охлаждаются водой. Для охлаждения кожуха служит

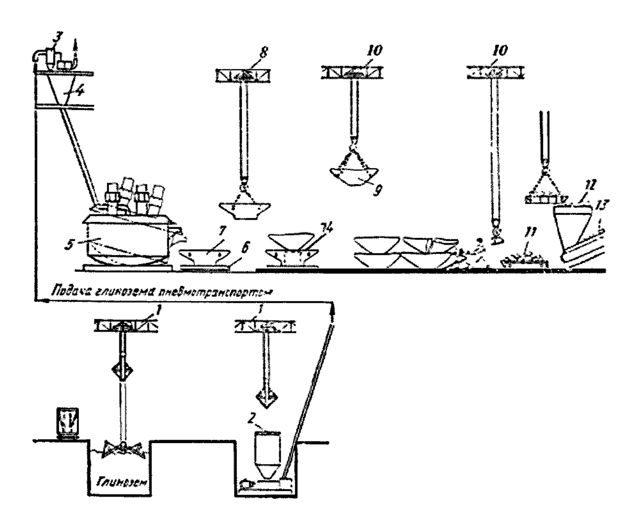


Рис. 2.28. Технологическая схема аппаратурного оформления производства белого электрокорунда в куске по [7]:

1 — грейферный кран; *2* — бункер для глинозема; *3* — циклон; *4* — печной бункер; *5* — электродуговая печь мощностью 4500 кВ·А; *6* — реверсивная тележка; *7* — изложница емкостью 4,5–7,0 т; *8* — электромостовой кран; *9* — застывший слиток белого электрокорунда; *10* — электромостовой кран; *11* — поддон для загрузки (затаривания) куска белого электрокорунда; *12* — бункер для куска белого электрокорунда; *13* — ленточный наклонный конвейер для подачи куска корунда на дробление; *14* — выталкиватель застывшего слитка белого электрокорунда

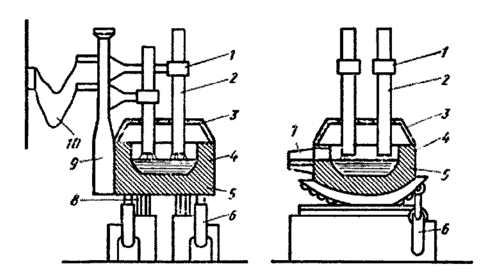


Рис. 2.29. Схема установки для выплавки белого электрокорунда "на слив":

1 — электрододержатель; *2* — электрод; *3* — свод электропечи; *4* — кожух электропечи; *5* — футеровка электропечи; *6* — механизм наклона электропечи; *7* — летка для слива расплава электрокорунда; *8* — сектор наклона электропечи; *9* — механизм перемещения электродов; *10* — короткая сеть

стальное кольцо диаметром 50 мм, в котором через каждые 30 мм просверлены отверстия диаметром 4 мм, из которых на кожух поступает вода. Вода, охлаждая кожух, поступает к его днищу и затем отводится в дренажные траншеи. За работой системы водяного охлаждения необходимо вести постоянный контроль во избежание аварий при попадании воды в расплав электрокорунда. Механизм перемещения электродов *9* состоит из лебедки, колонн (стальных труб) и кареток с кронштейнами; скорость подъема электродов составляет 0,5 мм/мин. Механизм наклона печи *6* обеспечивает ее наклон двумя гидравлическими сварными домкратами грузоподъемностью 30 т. Суммарное время наклона и подъема печи — 5—10 мин. Для печей мощностью 5000 кВ·А используют трансформатор типа ЭТЦП-7500/6 с масляным охлаждением, его номинальная мощность 5500 кВ·А. С низкой стороны трансформатор имеет 10 ступеней напряжения, из которых пять (267, 236, 212, 193, 178 В) используются при включении печи по схеме треугольник—треугольник и пять (154, 136, 122, 111, 103 В) — при включении по схеме звезда—треугольник [2]. Переключение ступеней напряжения осуществляется дистанционно и обязательно при отключенной печи. В цехах белого электрокорунда Бокситогорского завода используются трехэлектродные электропечи с мощностью печного трансформатора 6600 кВ·А, оборудованные графитированными электродами диаметром 400 мм. Но с низкой стороны трансформатор имеет 10 ступеней напряжения. Напряжение с низкой стороны 286—218 В при схеме соединения Δ—Δ (треугольник—треугольник) (пять ступеней) и 165—126 В при схеме соединения ★—Δ (звезда—треугольник) (5 ступеней). Футеровка печи *5* наплавляется следующим образом: на дно кожуха *4* послойно укладывают крупку (крупность менее 10 мм) и куски (150—200 мм) белого электрокорунда слоем высотой 1000 мм. На этот слой под электроды загружается слой глинозема высотой 100 мм, и на нем выкладывается в виде треугольника или звезды коксовая дорожка из электродного боя или литейного кокса крупностью кусков не более 25—50 мм и небольшой массой (40—50 кг), чтобы избежать науглероживания расплава электрокорунда. На вершины треугольника (или звезды) плотно устанавливаются электроды, через них подается напряжение и производится розжиг печи. В период розжига печи глинозем подается порционно через 20—40 мин с учетом погружения электродов в глинозем на 200—300 мм. В ходе розжига после образования необходимого количества расплава начинается загрузка глинозема под электроды, а к стенкам кожуха по всему его периметру — крупки белого электрокорунда. Перед выплавкой непосредственно белого электрокорунда производят наплавление футеровки, которое ведется в печи мощностью 5000 кВ·А при напряжении 122—154 В в течение 48 ч и заканчивается при достижении расплавом уровня летки.

Изложница для приема расплава белого электрокорунда состоит из подины и кожуха, представляющего собой усеченный стальной конус с толщиной стенок 20 мм. Емкость изложницы 5 т, высота 1500 мм, а размеры верхнего и нижнего диаметров 1300 и 1500 мм соответственно. Изложница снабжена под ее ребордой и в центре металлическими кольцами (диаметром 40 мм с отверстиями в 3 мм через каждые 20 мм), служащими для охлаждения изложницы водой. Под изложницы — это стальной цилиндр диаметром 1980 мм и высотой 200 мм, выложенный по его дну и бортам огнеупорным кирпичом, а по цент-

ру — угольными плитами размером 200×200 мм. Цилиндр засыпают крупкой белого электрокорунда. Кожух устанавливают на под, а между нижней кромкой кожуха и подиной насыпают слой белого электрокорунда крупностью 25 мм и толщиной 200—250 мм. После этого изложницу устанавливают на металлическую тележку *6* (см. рис. 2.28), и в таком виде изложница готова к приему в нее расплава.

2.3.5. Технологический процесс плавки

Через некоторое время после наплавления футеровки печи (это примерно трое суток) на поду печи выкладывают треугольник или звезду из углеродистого материала, опускают электроды и начинают розжиг, продолжающийся 20—30 мин, после чего к электродам подается глинозем и начинается плавка, которая ведется по технологической карте, составленной технологом цеха и рассчитанной на 5 т выплавленного электрокорунда (табл. 2.23).

Технико-экономические показатели плавки во многом зависят от фазового состава глинозема (табл. 2.24).

Как видно из данных табл. 2.24, производительность электропечи при использовании предварительно прокаленного глинозема с высоким содержанием в его фазовом составе α-Al_2O_3 увеличивается на 23 %, а мощность печи — на 20 %, и при этом снижается удельный расход электроэнергии примерно на 5 %. Загрузка глинозема в печь при плавке производится двумя порциями, первая из которых загружается сразу после включения печи, а вторая — через 20 мин ее работы. Плавка ведется с закрытым колошником, толщина которого составляет 200 мм, а перед сливом расплава корунда — 100 мм. Количество расплава

Таблица 2.23

Пример технологической карты на плавку белого электрокорунда

Режим	Напряжение, В	Сила тока, А	Расход электроэнергии, кВт·ч/слиток	Мощность, кВт	Время плавки, час-мин	Толщина гарнисажа, мм	Общая штанга, мм	Сухая штанга, мм
1	265	12	6200	5336	1–10	200	2500	1600
2	265	11	6200	4890	1–15	150	2500	1600
3	247	11	6500	4560	1–25	100	2500	1600
4	232	9	6500	3570	1–50	100	2500	1600

Таблица 2.24

Зависимость технико-экономических показателей плавки белого электрокорунда от содержания α-Al_2O_3 в глиноземе

Содержание α-Al_2O_3 в глиноземе	Удельный расход электроэнергии, кВт·ч	Производительность, т/ч	Мощность электропечи, кВт	Коэффициент использования электроэнергии, %
≈40	1300	3,0	3800	93
75–90	1240	3,7	4800	78

в печи по высоте и толщина футеровки ее пода определяются с помощью металлической штанги, опускаемой на дно ванны через специальное отверстие в своде печи: отрезок штанги с приставшим к ней расплавом показывает количество расплава в печи, участок сухой штанги — уровень расплава, а вся длина штанги от дна до отметки ввода ее на своде — изменение толщины футеровки пода. В центре печи толщина пода должна составлять 1000—1300 мм, а гарнисажа — не менее 150 мм. При плавке могут быть отклонения от нормального хода печи, вызываемые перебоем в загрузке глинозема в печь, попаданием в ванну большого количества углерода и воды со свода или кожуха, перебоями в снабжении электроэнергией и водой для охлаждения печи и электродержателей электродов. Попадание большого количества углерода в расплав может произойти из-за низкого качества графитированных электродов. При этом расплав приобретает грязно-серый цвет и отличается высоким содержанием в нем карбида алюминия.

После наплавления расплава белого электрокорунда до уровня сливной летки, печь наклоняют с помощью двух гидродомкратов (см. рис. 2.29), и расплав через леточное окно (размер окна 300×300 мм) сливают в изложницу широкой струей по лотку в течение 4—5 мин. В настоящее время для повышения качества белого электрокорунда проводят обдувку расплава сжатым воздухом в течение 4—5 мин при его сливе в изложницу или в самой изложнице в течение 20—30 мин. Таким способом обработки расплава удается выжечь из него частицы углеродистого материала, окислить до Al_2O_3 частицы моно- и тетраоксикарбида алюминия и получить до 70 % монокристаллов корунда размером 150—500 мкм. При этом повышаются физико-механические свойства корунда (см. табл. 2.25): механическая прочность единичного зерна белого электрокорунда возрастает на 6—10 %, а само зерно получается более изометричным, белизна его увеличивается до 70—75 %, а содержание углерода в корунде уменьшается на 30—40 % (табл. 2.25).

После обработки расплава сжатым воздухом он охлаждается вместе с изложницей в течение 45 мин под леткой печи, затем изложницу вместе с расплавом перевозят на специальную площадку, где она остывает 4,5 ч и потом транспортируется в остывочное отделение, где со слитка снимают кожух

Таблица 2.25

Влияние обработки сжатым воздухом расплава белого электрокорунда на некоторые его свойства

Условие кристаллизации расплава	Проба от слитка	Механическая прочность		Насыпная плотность, г/см³	Белизна, %
		совокупности зерен, %	единичного зерна, Н/зерно		
Без обработки сжатым воздухом	Валовая	73,3	198	1,674	36,0
С обработкой сжатым воздухом	Валовая	81,3	21,76	1,81	72,0
	Верх	77,7	18,82	–	–
	Центр	76,0	18,6	–	–
	Бок	82,1	20,1	–	–
	Низ	88,1	23,14	–	73,0

Таблица 2.26

Влияние обработки расплава белого электрокорунда сжатым воздухом на его химический состав

Условие кристаллизации расплава	Проба	Химический состав корунда, %					
		SiO_2	Fe_2O_3	Na_2O	CaO	MgO	C
Без обработки расплава сжатым воздухом	Валовая	0,16	0,05	0,28	0,07	0,09	0,28
С обработкой сжатым воздухом расплава	Валовая	0,09	0,06	0,26	0,07	0,06	0,18
	Верх слитка	0,05	0,07	0,25	0,04	0,06	0,10
	Центр слитка	0,10	0,04	0,21	0,03	0,05	0,10
	Бок слитка	0,15	0,04	0,20	0,02	0,05	0,10
	Низ слитка	0,03	0,03	0,13	0,03	0,05	0,18

изложницы, который тщательно очищают от окалины и смазывают специальным составом, включающим в себя смесь жидкого стекла, глинозема и воды в соотношении 1 : 5 : 3. Влияние обработки расплава на химический состав белого электрокорунда показано в табл. 2.26.

В качестве электродов при плавке белого электрокорунда используют графитированные электроды (ГОСТ 4426—71), которые должны храниться в закрытых помещениях, печном зале или в прилегающих к нему помещениях при температуре выше 15 °С. Наращивание электродов производят через графитированные ниппели, перед этим совершая продувку резьбы сжатым воздухом и смазывая ее мастикой, состоящей из смеси чешуйчатого графита с патокой. При вворачивании ниппеля в резьбу мастика должна частично выступать из швов, а при последующем прогревании она закоксовывается, обеспечивая тем самым высокую прочность в месте соединения и наилучший контакт между ниппелем и электродом. При работе электропечи очень важно обеспечить целостность сальника, установленного в своде печи в качестве уплотнителя зазора между электродом и сводом печи и предохраняющего их от короткого замыкания.

Нормы сырья и электроэнергии на плавку белого электрокорунда в печах с установленной мощностью 5500—6000 кВ·А по данным Б.М. Танхельсона:

Коэффициент использования электропечей 90
Мощность электропечи, кВт 4200/5900
Выход материала, т/ч 3,3
Расход глинозема, кг/т 1075
Расход электроэнергии, кВт·ч/т 1250

2.3.6. Пылегазовые выбросы при выплавке белого электрокорунда

При выплавке белого электрокорунда ввиду легкой подвижности нагретого глинозема происходит вынос части его из электропечи вместе с газами. Из закрытых сводом электропечей мощностью 5500—6600 кВ·А унос мелких частиц глинозема в процессе плавки составляет 135—200 кг/ч, причем при плавке предварительно глубоко прокаленного глинозема пылеунос снижается и составляет около 70 кг/ч. Применение электрофильтров позволяет улавливать до 90 % всей массы улетающих из печи частиц глинозема.

Тщательный анализ гранулометрического состава частиц глинозема, уносимых из электропечи и осаждаемых электрофильтром, проведенный Б.М. Танхельсоном, показал, что преимущественно выносятся частицы глинозема размером менее 50 мкм и с повышенным содержанием в них (до 1 %) Na_2O. По этой причине уловленную электрофильтрами пылевидную массу глинозема не возвращают в плавку белого электрокорунда, а отправляют в глиноземное производство.

2.3.7. Структура и фазовый состав белого электрокорунда в куске и в зерне

Для белого электрокорунда, выплавляемого "на выпуск", характерна "полевая" микроструктура с размером кристаллов корунда до нескольких миллиметров в поперечнике [5]. При этом сопутствующие фазы расположены в виде включений в теле ("поле") корунда (рис. 2.30). Имеются заметные включения углеродистых материалов, взаимодействие которых с Al_2O_3 приводит к образованию карбида алюминия, металлического алюминия, монооксикарбида Al_2OC и тетраоксикарбида Al_4O_4C. В качестве примесей в белом корунде обнаружены также такие минералы, как карнегиит $Na_2O{\cdot}Al_2O_3{\cdot}2SiO_2$, моноалюминат натрия $Na_2O{\cdot}Al_2O$, нефелин $Na_2O{\cdot}Al_2O_3{\cdot}2SiO_2$ и стекла, в составе которых в виде включений содержатся пластинки β-глинозема. Корундовая составляющая слитка белого электрокорунда представлена скелетными образованиями или монокристальными зернами (рис. 2.31, *а*). Заметное число пустот в слитке белого электрокорунда обусловлено улетом части Na_2O (рис. 2.31, *б*). Поверхность излома в белом электрокорунде ступенчатая с высотой ступенек 0,1–1,0 мкм (рис. 2.32), что способствует пониманию внутренней морфологии материала



Рис. 2.30. Рисованная микроструктура белого электрокорунда, полученного методом "на выпуск": основное светло-серое поле корунд; заштрихованные участки - сопутствующие корунду фазы и пустоты

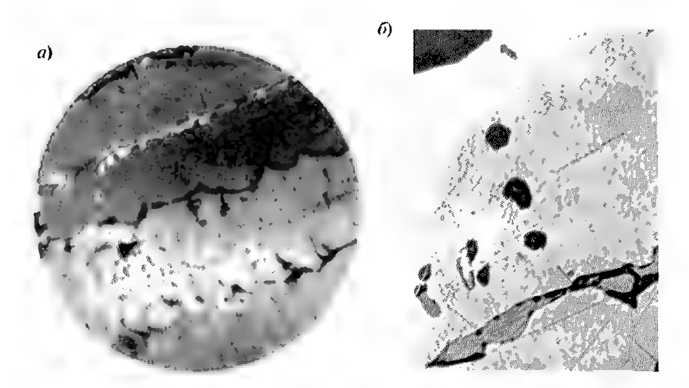


Рис. 2.31. Типичная микроструктура белого электрокорунда в слитках в полированных шлифах (отраженный свет):

а – скелетные образования корунда, легко отделяющиеся друг от друга; *б* – основное поле: светло-серый цвет – корунд, включения серого цвета – β-глинозем, включения черного цвета – поры



Рис. 2.32. Микрофотография поверхности излома белого электрокорунда, полученная с помощью электронного микроскопа:

полосы серого цвета – ступени корунда высотой 0,1–1,0 мкм



Рис. 2.33. Структура зерна (зернистость 40) белого электрокорунда (полированный шлиф, отраженный свет)

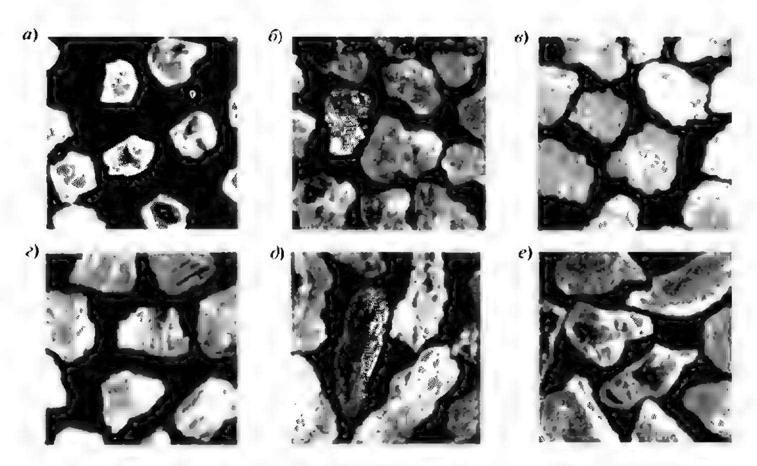


Рис. 2.34 Строение зерна белого электрокорунда (зернистость 40): *а* — монокристаллы; *б* — плотные агрегаты; *в* — агрегаты; *г* — дендриты; *д* — пластинки; *е* — мечевидные зерна

как пакетов элементарных слоев корунда. В крупном зерне белого электрокорунда (зернистость 40) содержится значительное количество пустот, примесей стекла и β-глинозема (рис. 2.33), как это наблюдается непосредственно в слитках (см. рис. 2.31, *б*). По форме крупное зерно (зернистость 40) белого электрокорунда условно делят на шесть групп:

• монокристаллы, представляющие собой отдельные кристаллы корунда или их осколки, содержащие газовые или минеральные включения (рис. 2.34, *а*);

• плотные агрегаты — зерна, состоящие из двух, трех кристаллов корунда, плотно прилегающих друг к другу, без прослоек между ними других минеральных фаз (рис. 2.34, *б*);

• агрегаты — зерна, состоящие из нескольких кристаллов корунда, соединенных прослойками минеральных фаз (рис. 2.34, *в*);

• дендриты — изометричные зерна корунда с плоскостями ромбоэдра внутри или на поверхности зерна (рис. 2.34, *г*);

• пластинки — зерна корунда, имеющие пластинчатую форму (рис. 2.34, *д*);

• мечевидные — зерна корунда, имеющие неправильную удлиненную форму (рис. 2.34, *е*).

2.4. Легированные электрокорунды

2.4.1. Краткая характеристика легирующих компонентов и технологии получения легированных электрокорундов

К легированным электрокорундам относят материалы, получаемые плавкой глинозема с добавлением оксидов, образующих изоморфные твердые растворы с α-Al_2O_3 в процессе кристаллизации расплава. Такими оксидами являются, прежде всего, Cr_2O_3, Ti_2O_3 и V_2O_3. Для легирования титаном и ванадием применяют оксиды TiO_2 и V_2O_5, которые в процессе восстановительной плавки легко переходят в Ti_2O_3 и V_2O_3. Технологическая схема плавки легированных корундов аналогична схеме выплавки белого электрокорунда с той лишь разницей, что в плавку вводят легирующие компоненты. При этом, как и в случае плавки белого электрокорунда, непосредственно плавка может вестись способом как "на блок", так и "на выпуск". Наиболее подробно процесс плавки легированного электрокорунда "на блок" описан в работе [6], в которой рекомендуется, как и для плавки белого электрокорунда, глинозем марок ГА-8, ГА-85 или ГЕБ и легирующие добавки: оксид хрома марок ОХМI и ОХМII, содержащий 98,0 % Cr_2O_3 по массе, и оксид титана, содержащий не менее 99,0 % TiO_2.

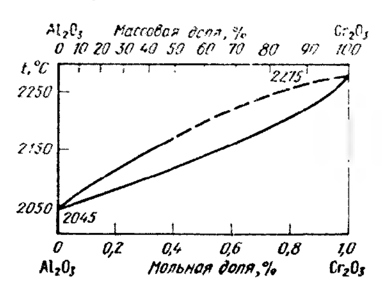


Рис. 2.35. Диаграмма состояния системы Al_2O_3–Cr_2O_3

Для системы Al_2O_3—Cr_2O_3 (рис. 2.35) характерно образование непрерывных растворов как в твердом, так и в жидком состояниях. Установ-

лено, что при мольной доле Cr_2O_3 в твердом растворе до 8 % константы элементарной ячейки корунда имеют постоянную величину, а при более высоком содержании Cr_2O_3 изменяются линейно в зависимости от его концентрации. Твердые растворы $(Al,Cr)_2O_3$ с массовой долей в них Cr_2O_3 до 10 % имеют красный цвет (рубины), а при более высоком его содержании приобретают зеленую окраску. На полноту вхождения ионов Cr^{3+} в твердый раствор оказывает заметное влияние углерод, присутствующий в расплаве в условиях плавки хромистого электрокорунда в электродуговой печи. По данным В.Е. Гладкова наиболее сильное влияние углерода на полноту вхождения хрома в твердый раствор обеспечивается при его массовой доле порядка 0,3 % (табл. 2.27).

Таблица 2.27

Массовая доля Cr_2O_3 в растворе при различном содержании углерода в расплаве

Массовая доля Cr_2O_3 в исходной шихте, %	Расчетная массовая доля Cr_2O_3 в твердом растворе при различном содержании углерода, %			
	0	0,1	0,3	0,6
0,75	0,70	0,68	0,67	0,47
1,50	1,36	1,34	1,25	0,80
2,25	1,987	1,89	1,91	1,22
3,00	2,61	2,43	2,46	2,25

В работе [2] отмечается, что хром растворяется неравномерно по всему объему легируемого материала, образуя в кристаллической решетке хромистого корунда ликвации и деформируя кристаллическую решетку. Во всем остальном объеме (где нет ликваций) доля растворенного хрома незначительна и решетка поэтому деформирована слабо. В хромистом электрокорунде отмечается увеличение монокристаллов по сравнению с белым электрокорундом на 6,2 %. По показателям механической прочности, абразивной способности и микротвердости хромистый и белый электрокорунды примерно занимают равные позиции, но зерно хромистого электрокорунда отличает более высокая ударная прочность, что повышает износостойкость изготовленного из него абразивного инструмента. Хромистый электрокорунд выплавляется из глинозема с добавкой оксида хрома Cr_2O_3 (1–2 % по массе) или хромистой руды. В последнем случае требуется дополнительное обогащение конечного продукта. В структуру корунда входит порядка 50 % вводимого в шихту оксида хрома, поскольку часть добавки оксида восстанавливается до металлического хрома и его карбидов. С оксидом титана TiO_2 корунд Al_2O_3 образует соединение $Al_2O_3{\cdot}TiO_2$ (рис. 2.36) при температу-

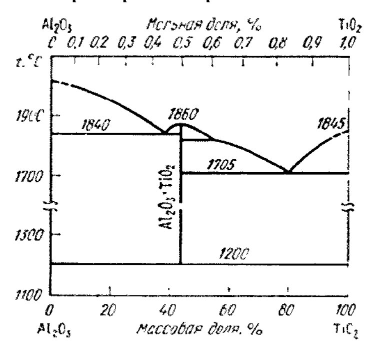


Рис. 2.36. Диаграмма состояния системы Al_2O_3–TiO_2

ре 1860 °С. По данным [2] при плавке электрокорунда, легированного титаном (титанистого электрокорунда), в качестве шихты используется смесь глинозема, диоксида титана и антрацита, а типы электропечей и технологические параметры плавки такие же, как и при плавке белого электрокорунда. При выплавке титанистого электрокорунда "на блок" строение блока весьма схоже со строением блока нормального электрокорунда. В верхней части блока много пустот, бок, центр и низ блока имеют более плотную структуру, близкую к структуре слитка. Абразивная способность зерна титанистого электрокорунда несколько выше, чем у белого электрокорунда, а микротвердость — ниже (в пределах погрешностей измерений). В табл. 2.28 приведены параметры кристаллических решеток титанистого электрокорунда по сравнению с белым электрокорундом, а в табл. 2.29 представлены результаты спектрального анализа по данным работы [2].

В работе [2] показано, что твердый раствор титана в корунде при температуре 1100 °С на воздухе распадается, поскольку в этом случае, по мнению автора, Ti_2O_3 окисляется до TiO_2, что, несомненно, следует учитывать при изготовлении и работе инструмента, произведенного из титанистого электрокорунда. При термообработке в воздушной среде титанистый электрокорунд будет устойчив, по мнению авторов [40], только в тех случаях, если растворенный в корунде титан четырехвалентен и, следовательно, не подвержен окислению

Таблица 2.28

Параметры кристаллической решетки белого и титанистого электрокорундов

Материал	Номер плавки	Добавка TiO_2 в шихту, %	Параметры решетки		Концентрация твердого раствора TiO_2, %
			a, кХ	*c*, кХ	
ЭБ	–	–	4,7491	12,9680	–
ЭТ	143	0,5	4,7498	12,9713	0,3
ЭТ	144	1,0	4,7500	12,9706	0,39
ЭТ	145	2,0	4,7509	12,9739	0,78
ЭТ	146	3,0	4,7523	12,9780	1,39
ЭТ	147	4,0	4,7546	12,9814	2,39
ЭТ	148	5,0	4,7552	12,9860	2,65

Таблица 2.29

Спектральный анализ титанистого электрокорунда при плавке "на блок"

Зона блока	Химический состав, %						
	Al_2O_3	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	CaO	MgO	C
Шапка	95,71	0,88	2,63	0,14	0,09	0,13	0,23
Подшапка	96,15	1,00	3,11	0,17	0,09	0,13	0,14
Центр	96,31	1,06	2,90	0,14	0,09	0,08	—
Бок	94,92	0,95	3,27	0,20	0,09	0,12	0,17
Низ	94,41	1,33	3,51	0,19	0,10	0,09	0,15

либо если ион Ti^{3+}, окисляющийся в процессе термообработки в воздушной среде до Ti^{4+}, удерживается в решетке корунда растворенным в нем третьим элементом, которым может служить, согласно данным [40], магний. В литературе указывается также на возможность легирования белого электрокорунда титаном посредством добавления в шихту минерала ильменита, содержащего соединение $FeTiO_3$ [41—43].

Добавка в шихту при плавке хромистого электрокорунда 1,5 % (по массе) TiO_2 приводит к повышению полноты вхождения хрома в твердый раствор с 50 до 80 %. При этом увеличивается насыпная масса шлифматериала и его абразивная способность. Такой материал, выплавляемый с введением одновременно в виде легирующих добавок Cr_2O_3 и TiO_2, получил название хромтитанистого электрокорунда. Прочность единичных зерен у хромтитанистого электрокорунда на 15—20 % выше, чем у хромистого, а эксплуатационные характеристики абразивного инструмента, изготовленного из хромтитанистого электрокорунда, обусловили его производство наряду с белым и хромистым электрокорундами. В хромтитанистом электрокорунде в твердом растворе одновременно находятся оба легирующих элемента, что усиливает эффект легирования за счет более полного растворения их в корунде. По сравнению с хромистым электрокорундом в хромтитанистом электрокорунде наблюдается более низкое содержание хрома, а по сравнению с титанистым электрокорундом — более низкое содержание титана, не вошедших в твердый раствор с корундом. При получении хромтитанистого электрокорунда добавка TiO_2, помимо своей основной, легирующей функции, защищает от восстановления оксид хрома Cr_2O_3, что очень важно, поскольку присутствие свободного хрома в легированном электрокорунде вызывает прижоги на поверхности металлических деталей, обрабатываемых абразивным инструментом, изготовленным из такого материала. Распределение легирующих добавок и содержание примесей в хромтитанистом электрокорунде по сравнению с хромистым и титанистым электрокорундами показаны в табл. 2.30 и 2.31.

Авторами работы [37] сделаны выводы, что в хромтитанистом электрокорунде существует линейная корреляционная зависимость между концентрациями хрома и титана в матрице. При этом его цвет определяется не средним содержанием хрома и титана, а их соотношением.

Таблица 2.30

Распределение легирующих добавок Cr_2O_3 и TiO_2 в хромтитанистом электрокорунде по сравнению с хромистым и титанистым электрокорундами

Легированные электрокорунды	Распределение легирующих добавок, %							
	Cr_2O_3			Содержание Cr, не вошедшего в твердый раствор	TiO_2			Содержание Ti, не вошедшего в твердый раствор
	Валовое содержание	В твердом растворе	Полнота вхождения		Валовое содержание	В твердом растворе	Полнота вхождения	
Хромтитанистый	0,83	0,68	77	0,14	1,16	0,97	84	0,12
Хромистый	0,78	0,47	60	0,21	—	—	—	—
Титанистый	—	—	—	—	1,58	1,04	66	0,33

Таблица 2.31

Содержание примесей в легированных электрокорундах

Легированный электрокорунд	Содержание примесей, %				
	SiO_2	Fe_2O_3	Na_2O	CaO	MgO
Хромтитанистый	0,09	0,04	0,21	0,05	0,06
Хромистый	0,05	0,01	0,21	0,05	0,05
Титанистый	0,15	0,06	0,30	0,05	0,04

Эксперименты по легированию электрокорунда ванадием и изучению его свойств активно проводились во ВНИИАШе под руководством В.В. Карлина и Н.Е. Филоненко. Однако электрокорунд, легированный ванадием, промышленного внедрения не получил из-за дефицитности оксида ванадия V_2O_5. В табл. 2.32 приведены некоторые физико-механические свойства электрокорундов, легированных хромом, титаном и ванадием, из анализа которой можно заключить, что четкой взаимосвязи между видом легирующего оксида, его концентрацией в твердом растворе и прочностными характеристиками материала не наблюдается.

Таблица 2.32

Некоторые физико-механические свойства легированных электрокорундов по данным ВНИИАШа

Массовая доля легирующего компонента, %						Свойства шлифзерна			
Cr_2O_3		TiO_2		V_2O_3		Прочность единичного зерна, Н/з	Шлифующая способность, г	Хрупкость, %	Твердость, ГПа
Валовая	В твердом растворе	Валовая	В твердом растворе	Валовая	В твердом растворе				
1,50	1,20	–	–	–	–	31	0,055	42	24
–	–	1,50	0,70	–	–	30	0,057	46	24
–	–	–	–	1,80	1,40	28	0,051	53	22
2,00	1,65	2,50	1,60	–	–	32	0,061	50	23
0,98	0,80	1,34	0,85	–	–	30	0,058	46	24
1,15	0,95	–	–	2,00	1,70	34	0,054	48	23

Проведенные Т.П. Никитиной с сотрудниками исследования растворимости в корунде оксида магния [28] подтвердили известные представления о весьма ограниченной растворимости MgO в корунде (менее 0,01 % (по массе)). Однако совместное введение в расплав MgO, TiO_2 или SiO_2 позволяет активизировать этот процесс, что оставляет надежду учитывать это при решении задачи получения новых разновидностей легированных электрокорундов.

2.4.2. Влияние термообработки электрокорундов, легированных хромом и титаном, на их структуру и свойства

В работе [9] исследовано влияние термообработки в интервале температур 1100–1400 °С на структуру и некоторые свойства электрокорундов белого (ЭБ), титанистого (ЭТ), хромистого (ЭХ) и хромтитанистого (ЭХТ), химический состав которых представлен в табл. 2.33.

Таблица 2.33

Влияние термообработки различных марок легированных электрокорундов на их цвет и на содержание в них легирующих оксидов, %

Вид электро-корунда	Цвет зерна	Массовое содержание легирующих оксидов, %			
		TiO_2*		Cr_2O_3	
		Валовое	В твердом растворе	Валовое	В твердом растворе
ЭБ	Бесцветный	–	–	–	–
ЭТ	Коричневый	0,94	0,73	–	–
ЭХ	Малиновый	–	–	0,65	0,50
ЭХТ1	Коричневый	0,75	0,64	0,26	0,23
ЭХТ2	Коричневый	1,06	0,98	0,40	0,28
ЭХТ3	Сиреневый	0,83	0,51	0,38	0,33
ЭХТ4	Сиреневый	0,83	0,49	0,66	0,62

Примечание. Определение содержания Cr_2O_3 и TiO_2 проводилось методом спектрального анализа; * — в твердом растворе в корунде содержится ион Ti^{3+}.

В процессе термообработки в воздушной среде в интервале температур 1100–1400 °С указанные в табл. 2.33 образцы различных корундов изменяют свою окраску и наиболее резко меняет коричневый цвет на молочно-голубой и молочно-белый образец титанистого электрокорунда (ЭТ) при нагревании до 1350 °С. Образец ЭХТ1 становится молочно-розовым, ЭХТ2 — молочно-голубым, ЭХТ3 и ЭХТ4 — розовыми, цвет образцов ЭХТ не изменяется, а зерна ЭТ и ЭХТ теряют прозрачность [37]. Изменение цвета в Ti-содержащих корундах сопровождается появлением в них новой фазы — TiO_2 (рутил), что, по-видимому, является следствием распада твердого раствора Ti^{3+} в Al_2O_3 и окислением Ti^{3+} до Ti^{4+}. Образующийся в результате TiO_2 по мере нагревания превращается в иголочки рутила, располагающиеся в кристалле корунда, что приводит к изменению состава корунда: содержание Ti_2O_3 в твердом растворе снижается на 20–35 %. В образцах ЭХТ3 и ЭХТ4 распад твердого раствора Ti_2O_3 происходит при более высокой температуре (примерно на 100 °С выше), что, вероятно, объясняется влиянием содержащегося в корунде хрома, препятствующего переходу Ti^{3+} в Ti^{4+}.

Наряду с изменением цвета при нагревании ЭТ и ЭХТ уменьшаются параметры их кристаллической решетки, но образующийся рутил не вызывает деформационных искажений корунда, так как на границе раздела рутил—корунд происходит релаксация упругих напряжений в результате формирования дислокационной структуры, снижающей упругие искажения.

Поведение образцов ЭХТ (1–4) после их термообработки определяется содержанием в них ионов Ti^{3+} в твердом растворе. Так, структура зерен коричневого цвета, в которых соотношение в твердом растворе $TiO_2/Cr_2O_3 \geq 1,5$, становится более равновесной, а в зернах сиреневого цвета, где отношение $TiO_2/Cr_2O_3 \leq 1,5$, сохраняется неравновесная структура (неравномерное распределение дефектов по объему) подобно тому, как это происходит в образцах ЭХ.

Термообработка влияет также и на физико-механические свойства корундов. Так, по прочности единичного зерна все представленные здесь электрокорунды можно расположить в следующий ряд в порядке убывания прочности: ЭХТ → ЭХ → ЭТ → ЭБ. При этом максимальное значение прочности единичного термообработанного зерна для титанистого электрокорунда наблюдается при температуре нагрева 1150 °С, для белого и хромтитанистого — 1250 °С, для хромистого — 1300 °С. По микромеханическим характеристикам наиболее высокими значениями отличаются хромтитанистый электрокорунд, сиреневые зерна которого обладают максимальными значениями микротвердости (25 ГПа) и трещиностойкости (2,5 $мН \cdot м^{1/2}$), определенными в образцах, термообработанных при температуре 1250 °С.

Установлено, что наиболее высокими абразивными свойствами обладает ЭХТ при соотношении в твердом растворе TiO_2/Cr_2O_3 = 0,8–1,5. Неравновесность структуры, создаваемая ионами хрома в этой системе, и включения рутила, появляющиеся в результате распада твердого раствора Ti^{3+}, увеличивают микро- и макропрочностные характеристики корунда. Таким образом, прочность единичных зерен титансодержащих электрокорундов и характер его разрушения зависят от вида и соотношения легирующих добавок в корунде, а также от степени распада твердого раствора Ti_2O_3, вызванной термообработкой зерна на воздухе.

2.4.3. Структура и фазовый состав легированных электрокорундов

Основными сопутствующими корунду фазами во всех легированных электрокорундах являются высокоглиноземистый алюминат натрия $Na_2O \cdot 11Al_2O_3$ (β-глинозем) и стекло нефелинового состава. Микроструктура хромистого и титанистого электрокорундов, выплавленных в промышленной электропечи, отличается крупной кристаллизацией (размер кристаллов корунда превышает 1,5 мм), наличием небольшого количества пор, β-глинозема, Ti_4O_7 и мельчайших корольков хрома (рис. 2.37).

Хромистый электрокорунд характеризуется более плотным строением по сравнению с титанистым, но его отдельные участки содержат поры, расположенные, как правило, вдоль плоскостей скелетных ромбоэдров корунда (см. рис. 2.37, *б*). В хромистом электрокорунде кроме $Na_2O \cdot 11Al_2O_3$ и стекла другие кислородсодержащие соединения отсутствуют, но можно наблюдать наличие карбида хрома и металлический хром в виде корольков малых размеров (рис. 2.38). Для титанистого и хромтитанистого электрокорундов характерно присутствие кислородных соединений титана (рис. 2.39). При этом оксиды титана, как правило, кристаллизуются совместно со стеклом и β-глиноземом и очень редко — в виде самостоятельных фаз в самом корунде. При производстве титанистого электрокорунда с добавкой ильменитового концентрата и кремнезема в готовом продукте плавки наблюдаются корольки ферросплава, а также карбид и оксикарбиды титана (рис. 2.40).

Ванадиевый электрокорунд сложен корундом с твердым раствором в нем V_2O_3, придающим корунду в проходящем свете зеленый цвет. Содержание ионов ванадия в твердом растворе не менее 4,5 %. В качестве сопутствующих

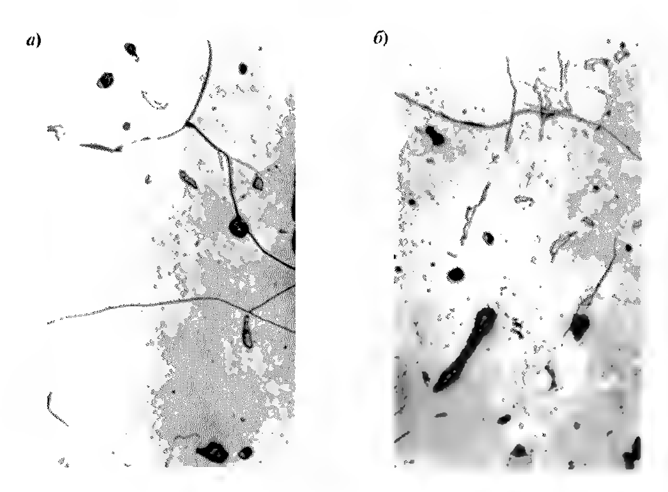


Рис. 2.37. Микроструктура легированных электрокорундов:

а — титанистый электрокорунд: участки серого цвета — корунд; светло-серые участки — β-глинозем; включения белого цвета — Ti_4O_7; участки черного цвета — поры; *б* — хромистый электрокорунд: поле серого цвета — корунд; более светлые участки — β-глинозем; участки черного цвета — поры; мельчайшие включения белого цвета — корольки хрома (полированный шлиф; отраженный свет)



Рис. 2.38. Микроструктура хромистого электрокорунда, выплавленного в промышленной электропечи:

серое поле — корунд; участки черного цвета — поры; мельчайшие включения белого цвета — корольки хрома (полированный шлиф; отраженный свет)

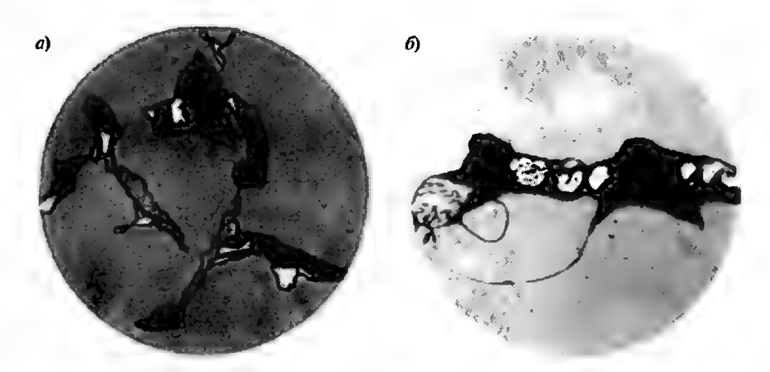


Рис. 2.39. Микроструктура хромтитанистого электрокорунда:

а — основное поле: светло-серый цвет — корунд; участки темно-серого цвета — стекло; округлые участки белого цвета в стекле и корунде — оксид титана TiO; *б* — включения светло-серого цвета в β-глиноземе — оксид титана Ti_4O_7

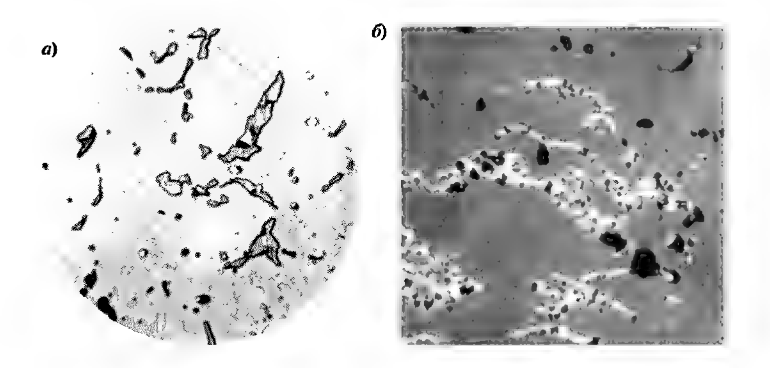


Рис. 2.40. Микроструктура титанистого электрокорунда, содержащего корольки ферросплава, карбид и оксикарбиды титана:

а — основа шлифа — корунд: включения серого цвета — стекло; корольки белого цвета — ферросплав; *б* — образования белого цвета в поле корунда — оксикарбид титана: поле серого цвета — корунд; включения черного цвета — поры

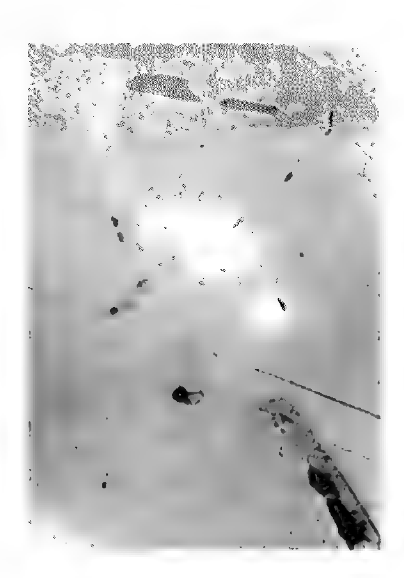


Рис. 2.41. Микроструктура электрокорунда, легированного ванадием:

основное поле — корунд; включения серого цвета — глинозем; участки темно-серого цвета — стекло; корольки белого цвета — металлический ванадий; идиоморфные кристаллики белого цвета — карбид ванадия, участки черного цвета — поры

кислородсодержащих фаз в ванадиевом электрокорунде присутствуют высоко глиноземистый алюминат натрия и стекло, а из некислородных соединений — карбид ванадия и металлический ванадий в виде корольков (рис. 2.41).

2.5. Циркониевый электрокорунд

Циркониевый электрокорунд будем рассматривать как продукт кристаллизации двойной системы [4, 15–19]. В этой системе, по данным Г. Вартерберга, при массовой доле ZrO_2, равной примерно 40 %, появляется эвтектика с температурой плавления 2193 К. Р.Ф. Геллер определил наличие эвтектического сплава при массовой доле в нем ZrO_2, равной 55 %, с температурой плавления 2158 К. По данным японских исследователей температура плавления эвтектики составляет 2163 К. А.С. Бережной, исследуя систему Al_2O_3–ZrO_2, построил расчетную диаграмму состояния (рис. 2.42), согласно которой массовая доля ZrO_2 в эвтектическом сплаве составляет 32 %, а температура его плавления 2183 К. Присутствующий в шихте в виде примеси оксид магния, образуя с Al_2O_3 шпи-

нель и твердые растворы, может способствовать образованию тонкодисперсной структуры материала.

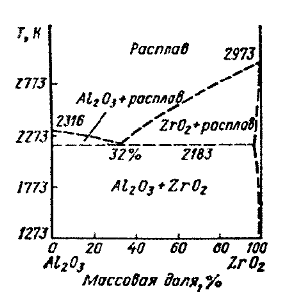


Рис. 2.42. Диаграмма состояния системы $Al_2O_3-ZrO_2$

Характерной чертой системы $Al_2O_3-ZrO_2$, содержащей 20–25 % ZrO_2, является присущая корунду высокая твердость в сочетании с повышенной вязкостью разрушения [17, 18]. При этом наиболее эффективное повышение вязкости разрушения достигается при использовании в композиции тетрагональной формы ZrO_2, стабилизируемой введением в материал 2–3 % (по массе) оксида иттрия Y_2O_3 [18]. Стабилизация кубической формы диоксида циркония более высокими концентрациями (5–6 % Y_2O_3 по массе), напротив, приводит не к повышению, а к снижению вязкости разрушения материала. Моноклинная форма ZrO_2 в циркониевом электрокорунде также повышает прочность и вязкость разрушения корунда, но в меньшей степени, чем тетрагональная форма. Это обстоятельство чрезвычайно важно учитывать при получении циркониевого электрокорунда, применяемого для силового шлифования, где роль прочности, ударной вязкости и трещиностойкости абразивного зерна для его эксплуатационных характеристик существенно возрастает.

В зависимости от условий кристаллизации существенно изменяются свойства циркониевого корунда (табл. 2.34).

Изменение прочностных показателей зерен циркониевого электрокорунда связано с дефектами его микроструктуры, определяемой наличием микротрещин между корундом и баделеитом, обусловленных различием коэффициентов термического расширения этих минералов и возможными модификационными переходами диоксида циркония. С уменьшением размеров кристаллов циркониевого электрокорунда возрастает их сопротивляемость разрушению. Например, уменьшение кристаллов, образующих эвтектические участки со 150 до 30 мкм, увеличивает сопротивление разрушению зерен крупностью 125 мкм более чем в два раза.

Таблица 2.34

Некоторые свойства зерен циркониевого электрокорунда в зависимости от скорости охлаждения расплава (по данным ВНИИАШа)

Скорость охлаждения, °С/мин	Прочность единичного зерна № 125, Н/зерно	Прочность совокупности зерен, %	Насыпная масса, кг/м³	Износостойкость, мин/мм
8	163	66,0	1910	412
16	197	79,3	1930	470
60	249	83,1	1990	535
170	287	87,0	1970	614
2000	351	87,0	2030	1200

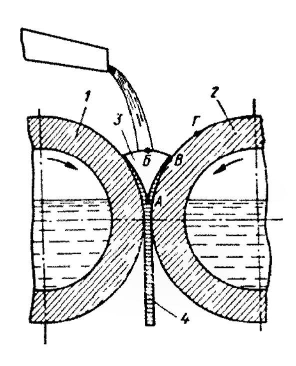


Рис. 2.43. Схема разливки расплава циркониевого электрокорунда в валки-кристаллизаторы:

А, В – точки сваривания и образование корочек; Б, Г – точки измерения температур; *1* — ведущий валок; *2* – ведомый валок; *3* – клин расплава; *4* – твердая полоса электрокорунда

Размер кристаллов циркониевого электрокорунда зависит от условий охлаждения расплава. Так, по данным ВНИИАШа, с увеличением скорости охлаждения расплава от 12–20 до 1000–2000 °С/мин размер первичных кристаллов уменьшается с 300–400 до 30–10 мкм и растет число участков эвтектического строения. Скорость охлаждения расплава можно изменять, разливая его в металлическую изложницу, аналогичную изложнице такой же емкости, но с металлическими шарами, ускоряющими охлаждение расплава, и на валках-кристаллизаторах [4, 7, 16]. В последнем случае расплав из печи поступает в зону формирования ленты, образуемую усилием прижима двух охлаждаемых валков (рис. 2.43), вращающихся навстречу друг другу. На поверхности каждого из вращающихся валков *1* и *2* образуются твердые "корочки" расплава, которые, встречаясь в точке А (см. рис. 2.43), сливаются (свариваются) в одну общую "корочку" — твердую полосу циркониевого электрокорунда [4]. Температура расплава в печи при этом составляет 2323–2373 К, в струе — 2173–2253 К, а в зоне формирования полосы *4* в клине расплава *3* между валками *1* и *2* — 2123–2163 К. Оптимальная скорость формирования электрокорундовой полосы в этих условиях составляет 0,17 м/с, а ее толщина — 2,5–3,5 мм. Выход крупного шлифзерна (размер частиц 2–1 мм) из такой полосы составляет 65,3 %, а насыпная масса его изменяется в пределах 2010–1920 кг/м^3.

Сравнительная характеристика химического состава и некоторых свойств зерен циркониевого электрокорунда отечественного производства, полученного из различных шихтовых материалов и охлажденного в валках-кристаллизаторах, по сравнению с зарубежными аналогами приведена в табл. 2.35.

Анализ данных табл. 2.35 показывает, что, используя различного состава шихты, можно получать материалы с высокими физико-механическими свойствами. При этом зарубежные аналоги, несмотря на более низкое содержание в них ZrO_2, отличаются более высокими значениями насыпной массы, что, по-видимому, можно объяснить различием в технологии получения зерна. Особенность зарубежной технологии заключается в том, что кристаллизация циркониевого электрокорунда осуществляется в формах с добавлением в них в ходе слива расплава металлических шаров или кусков циркониевого электрокорунда предыдущих плавок, ускоряющих процесс охлаждения расплава. После этого измельчение материала производится в шаровых или стержневых мельницах, обеспечивающих более изометричную форму зерна и более высокую его насыпную массу по сравнению с зерном, полученным из материала, закристаллизованного в валках.

Недостатком способа кристаллизации циркониевого электрокорунда в валках-кристаллизаторах является малая их удельная производительность и низкая стойкость.

Таблица 2.35

Сравнительная характеристика зерна циркониевого электрокорунда, полученного из различных шихтовых материалов в валках-кристаллизаторах

Состав шихты	Массовая доля компонентов						Прочность единичного зерна, Н/з	Прочность совокупности зерен, %	Хрупкость, %	Насыпная масса, кг/м^3	Примечания
	ZrO_2	SiO_2	TiO_2	Fe_2O_3	CaO	MgO					
Al_2O_3 + + ZrO_2 + TiO_2	24,0	0,48	3,50	0,46	0,47	0,08	300	83,0	12,7	2050	Лабораторные образцы
Al_2O_3 + + баделеит + + TiO_2	23,0	0,45	3,42	0,56	–	0,34	395	83,0	11,0	2150	–
Глинозем + + баделеит + + 3% TiO_2	24,7	0,42	3,12	0,17	0,71		390	85,0	13,2	2170	Промышленная партия
Зерно фирмы "Тиролит"	21,63	0,27	1,45	0,55	0,17				14,1	2030	Зерно из зарубежных абразивных кругов
Зерно фирмы "Нортон"	20,00	0,10	1,95	0,25	0,34	0,19	376	86,0	16,0	2230	То же

По данным [6, 15] технологический процесс промышленной плавки циркониевого электрокорунда аналогичен плавке белого и легированного электрокорунда способом "на выпуск" и производится в таких же электрических трехфазных дуговых печах. При этом в качестве глиноземсодержащего сырья используют шлифматериалы белого и нормального электрокорундов, взятых, как правило, из избыточных номеров зернистостей, находящих ограниченное применение в производстве абразивного инструмента. В качестве второго компонента применяют диоксид циркония, содержащий порядка 98 % ZrO_2 или циркониевый концентрат. Для получения мелкокристаллической структуры циркониевого корунда в России и за рубежом выпуск расплава корунда производят в изложницу, 50 % объема которой заполняется стальными шарами, или применяют специальные изложницы, обеспечивающие охлаждение расплава в виде пластин толщиной 20–50 мм; применяют также охлаждение в валках-кристаллизаторах, о чем было изложено выше.

Согласно данным [6] на плавку 1 т циркониевого электрокорунда расходуется 1200 кг глиноземсодержащего сырья, 300 кг диоксида циркония и 5000 кВт·ч электроэнергии.

Микроструктура циркониевого электрокорунда в существенной мере зависит от условий охлаждения расплава. Первичные кристаллы корунда, как правило, имеют вытянутую форму в направлении теплоотвода, а диоксид циркония в виде баделеита обрамляет кристаллы корунда или образует эвтектические участки. В качестве примера на рис. 2.44 показаны микроструктуры циркониевого электрокорунда, полученного при различных скоростях охлаждения, а на рис. 2.45 — полученного в слитках различной толщины (разная степень охлаждения по зонам слитка) по данным ВНИИАШа. Для всех видов представленных слитков характерно скелетное строение первичных кристаллов корунда, сцементированных корунд-баделеитовой эвтектикой (см. рис. 2.45, *а—в*) или баделеитом (см. рис. 2.45, *г*). Вытянутая в одном направлении форма первичных

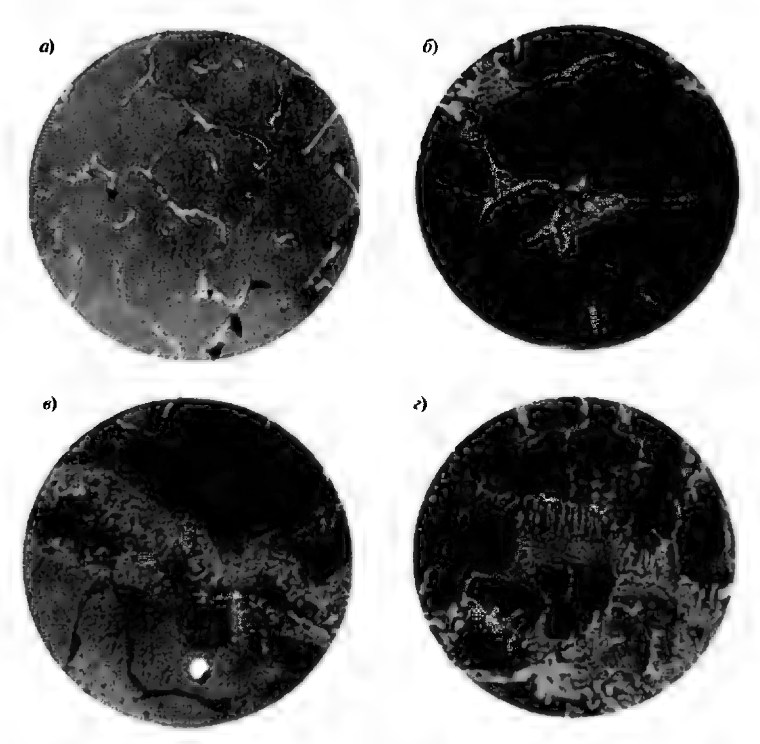


Рис. 2.44. Микроструктура циркониевого электрокорунда (массовая доля ZrO_2 составляет 20—25 %) при различных скоростях охлаждения (х250):

а — 12—20 °С/мин; *б* — 80—130 °С/мин; *в* — 1000 °С/мин;
г — циркониевый электрокорунд фирмы "Нортон" (х500)

кристаллов, характерная для краевых зон слитков (рис. 2.46, *а*, *б*), особенно четко выражена в слитках малой толщины (60 и 25 мм); для всех слитков четко выражено увеличение размеров кристаллов от периферии слитка к его центру (см. рис. 2.46). Максимальное содержание эвтектики характерно для слитка толщиной 100 мм. В слитках толщиной 60 и 25 мм в их наружных зонах "эвтектика" отсутствует, а на стыках корундовых кристаллов кристаллизуется практически только бадделеит.

Наружные зоны слитков содержат значительное количество округлой формы пор, число которых возрастает по мере роста толщины слитка. Вокруг этих пор обычно наблюдается кристаллизация "эвтектики".

При введении в ходе плавки циркониевого электрокорунда добавки SiO_2 в готовом продукте наблюдается стекло, содержание которого растет по мере

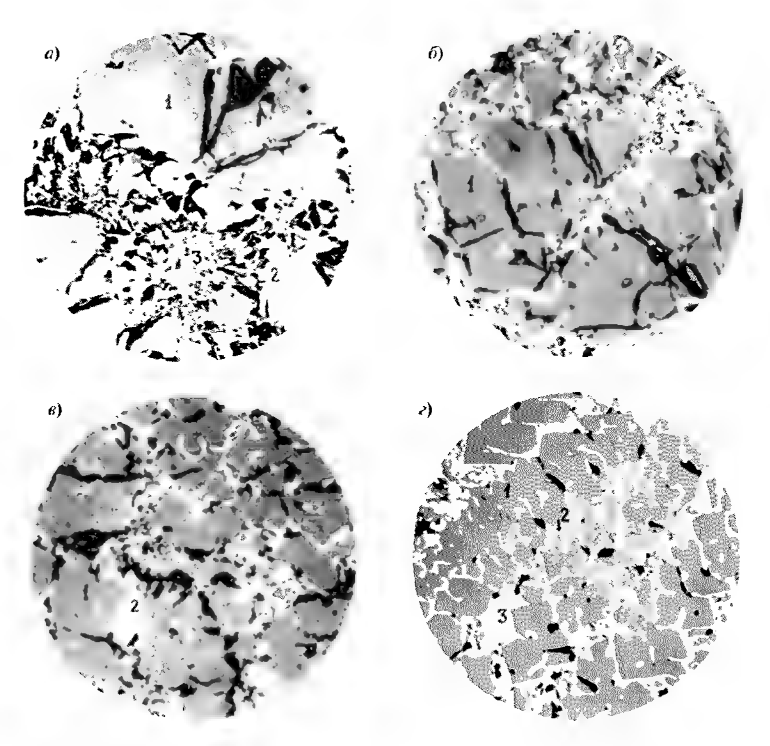


Рис. 2.45. Микроструктура центральных зон слитков циркониевого электрокорунда различной толщины по данным В.В. Карлина с сотрудниками:

а – 200 мм (скорость охлаждения 10 °С/мин); *б* – 100 мм (20 °С/мин); *в* – 60 мм (60 °С/мин); *г* – 25 мм (170 °С/мин); *1* – корунд; *2* – бадделеит, *3* – корундбадделеитовая "эвтектика" (свет отраженный; х200)

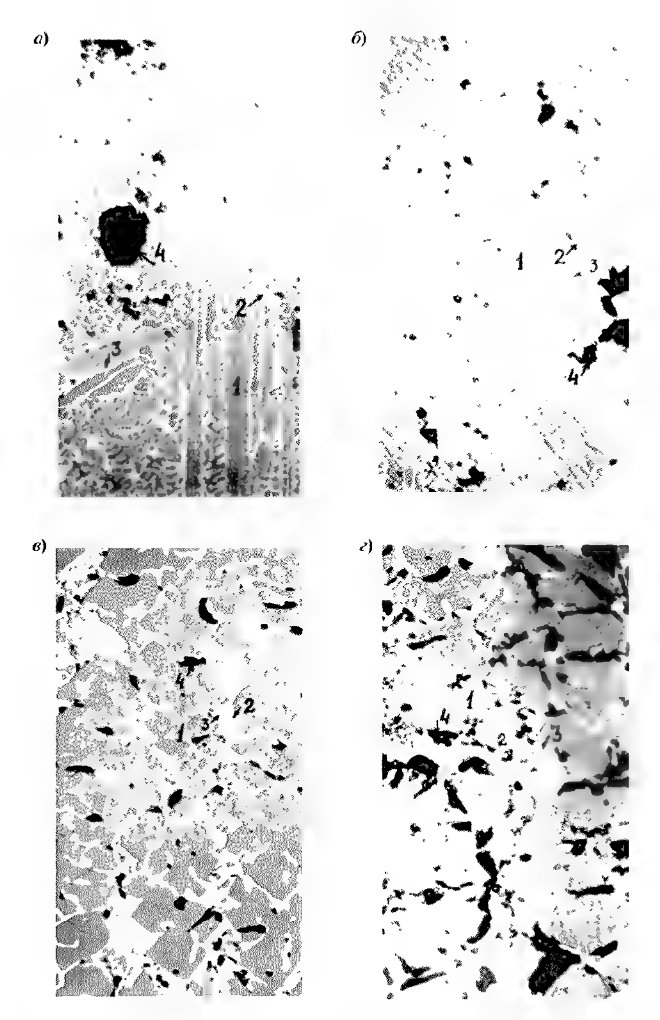


Рис. 2.46. Микроструктура циркониевого электрокорунда в слитках толщиной 25 мм (свет отраженный; х200) (*а* — краевая зона; *б* — центр) и 60 мм (*в* — краевая зона; *г* — центр): *1* — корунд; *2* — бадделеит; *3* — корундбадделеитовая "эвтектика"; *4* — поры

увеличения количества вводимого SiO_2. Введение в качестве добавки TiO_2 вызывает увеличение содержания баделеита, не изменяя при этом качественный состав циркониевого электрокорунда (рис. 2.47), в отличие от электрокорунда, выплавленного на основе глинозема и ZrO_2 без добавок (рис. 2.48). На рис. 2.49 показана микроструктура циркониевого электрокорунда в слитке толщиной

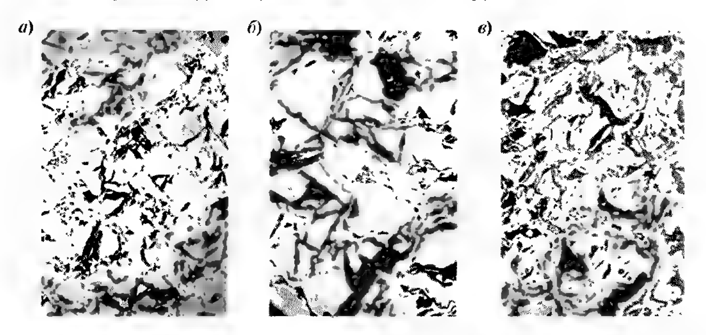


Рис. 2.47. Микроструктура циркониевого электрокорунда с добавкой TiO_2 в количествах:
а — 1,3 %; *б* — 3,5 %; *в* — 5,7 % (свет отраженный; x200)



Рис. 2.48. Микроструктура циркониевого электрокорунда, выплавленного на основе глинозема и ZrO_2:
1 — корунд; *2* — корундбаделеитовая эвтектика; *3* — поры (x200)

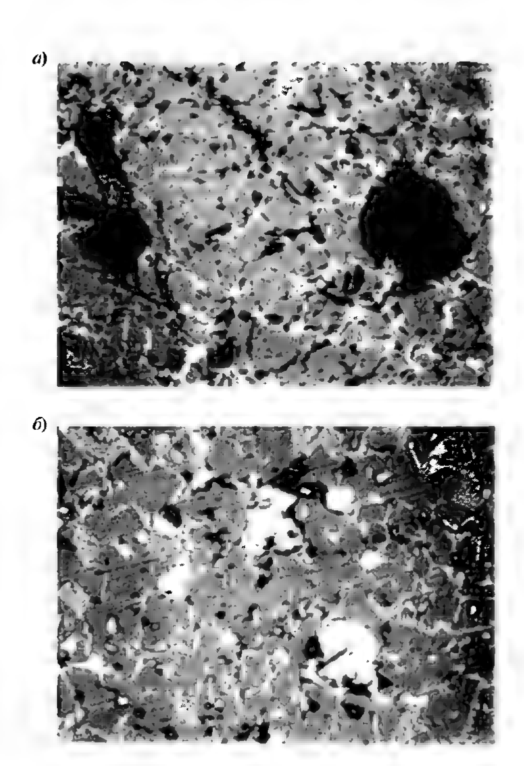


Рис. 2.49. Микроструктура циркониевого электрокорунда в слитке толщиной 25 мм:
а — участок с прослойками баделеита (серый цвет — корунд, белый — баделеит, черный цвет — поры); *б* — участок с включениями металлической и карбидной фаз (белый цвет)

25 мм на участках с прослойками баделеита (см. рис. 2.49, *а*) и с включениями металлических и карбидных фаз — карбид циркония (рис. 2.49, *б*) [17]. Микроструктуры циркониевого электрокорунда, выплавленного на основе электрокорунда нормального, диоксида циркония ZrO_2 и баделеитового концентрата с охлаждением в валках-кристаллизаторах (рис. 2.50, 2.51, *а*) отличаются одинаковым фазовым составом (корунд и баделеит) и аналогичным характером кристаллизации. Однако для циркониевого электрокорунда, выплавленного на основе нормального электрокорунда и баделеитового концентрата, наиболее характерна микроструктура, представленная на рис. 2.51, *б*. Наиболее полные

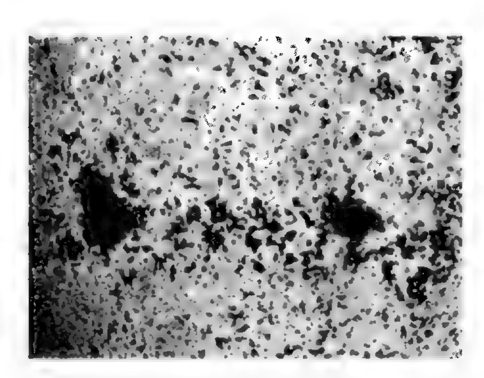
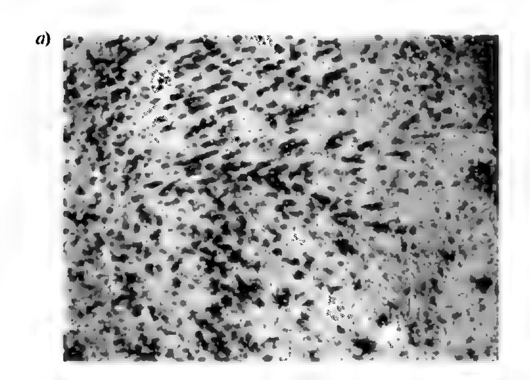


Рис. 2.50. Микроструктура циркониевого электрокорунда, выплавленного на основе нормального электрокорунда и диоксида циркония ZrO_2

а)



б)

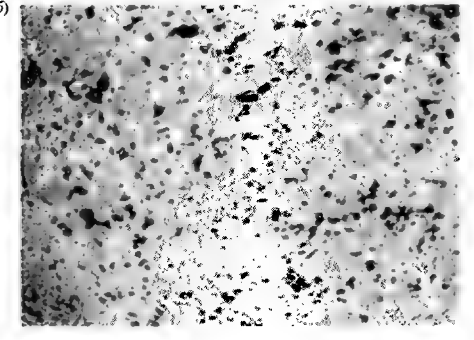


Рис. 2.51. Микроструктура циркониевого электрокорунда, выплавленного на основе нормального электрокорунда и бадделеитового концентрата:
а — краевые зоны охлажденной пластины корунда;
б — наиболее характерный участок этого материала (х200)

исследования микроструктуры циркониевого электрокорунда были выполнены во ВНИИАШс под руководством В.В. Карлина и с участием И.П. Васильева и Г.М. Зарецкой [18].

2.6. Производство формокорунда

Среди спеченных абразивных материалов наибольшее распространение получили материалы на основе Al_2O_3, названные формокорундом (шлифматериал, зерна которого в основном имеют цилиндрическую или призматическую форму). Метод спекания калиброванных абразивных зерен из Al_2O_3, имеющих форму цилиндров или призм, с использованием в качестве исходного сырья смеси татарского боксита и технического глинозема в соотношении 1 : 2,3 был опробован В.А. Лотовым [4]. Принципиальная технологическая схема такого метода спекания абразивного материала на основе Al_2O_3 представлена на рис. 2.52, согласно которой боксит подвергался последовательно грубому, среднему и мелкому дроблению, затем, после смешивания в заданном соотношении с техническим глиноземом, сверхтонкому мокрому или сухому измельчению. Тонкоизмельченная смесь увлажнялась водой до тестообразной пластичной массы, которая проминалась и вакуумировалась, после чего из нее формовались заготовки диаметром 2–4 мм и высотой 4–6 мм. Отформованные заготовки высушивались при температуре 420–470 К и затем обжигались (спекались) при температуре 1670–1820 К. Обожженные заготовки характеризовались следующими параметрами:

Диаметр и длина заготовок соответственно, мм	1–2 и 1–8
Плотность, кг/м^3	3580–3610
Объемная усадка, %	24–25
Истинная пористость, %	4–6
Прочность при изгибе, ГПа	0,6–0,8
Прочность при сжатии, ГПа	1,7–1,8
Микротвердость, ГПа	18–22

Микроструктура материала, получаемого по такой технологической схеме, отличается микрокристалличностью, равномерной зернистостью и высокой плотностью и прочностью.

В табл. 2.36 представлены химический состав и плотность отечественного формокорунда, полученного из смеси боксита и технического глинозема, по сравнению с зарубежными образцами аналогичного материала.

Анализ данных табл. 2.36 показывает, что основной кристаллической фазой в формокорунде служит корунд, в небольших количествах содержатся муллит, герцинит и рутил, благодаря которым ограничивается рост кристаллов Al_2O_3 (не превышая несколько микрон), что обеспечивает высокую механическую прочность спеченного материала.

В работе [6] для производства формокорунда предложен технологический процесс, согласно которому сырьем могут служить гидрат алюминия, высокоглиноземистые бокситы с содержанием в них Al_2O_3 80–85 %, глинозем, мелкозернистые отходы от производства глинозема размером частиц 2–3 мкм. В качестве пластифицирующих добавок используют бентонитовые глины по

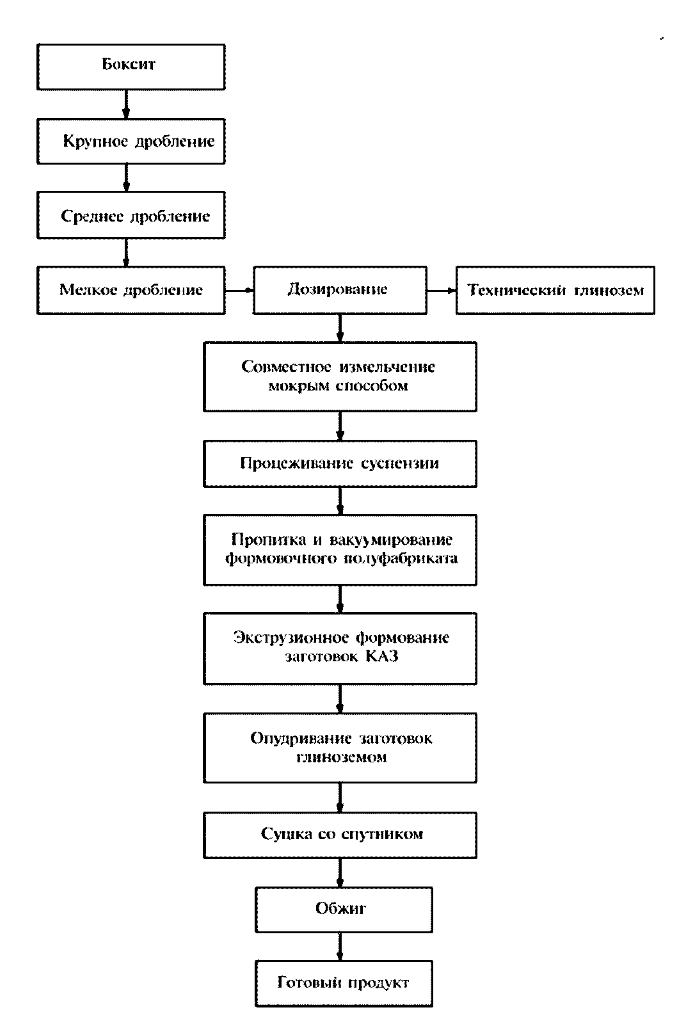


Рис. 2.52. Технологическая схема процесса производства формокорунда по [4, 6]

Таблица 2.36

Химический состав и плотность абразивного материала типа формокорунда отечественного и зарубежного производства

Материал	Страна	Массовая доля компонентов, %							Плотность, кг/м³
		Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	Cr_2O_3	ZrO_2	TiO_2	Mg + Ca + K	
Формокорунд без легирующих добавок	Россия	94,50	3,78	0,46	–	–	–	1,15	3720
Формокорунд, легированный Cr_2O_3	Россия	91,65	3,95	0,37	2,50	–	–	1,25	3780
Формокорунд, легированный ZrO_2	Россия	85,20	3,87	0,35	–	8,95	–	1,25	4150
Формокорунд, легированный ZrO_2 и TiO_2	США	85,40	3,85	0,42	–	7,07	2,70	1,12	3950
Формокорунд производства фирмы "Нортон"	США	86,70	6,85	3,46				2,82	3710

ГОСТ 7032—75 с размером частиц 1 мкм, обеспечивающие необходимые пластичные свойства массы в процессе ее формования, прочность заформованной заготовки и улучшение процесса спекания за счет создания жидкой фазы в процессе обжига. Схема аппаратурного оформления технологического процесса получения формокорунда, предложенного в работе [6], показанная на рис. 2.53, предусматривает поступление исходных материалов из бункера *2* в шаровую мельницу *1* мокрого помола, где происходит приготовление шликера с размером частиц менее 5 мкм и содержанием влаги в пределах 60—70 %. Приготовленный шликер из шаровой мельницы *2* подается в пропеллерную мешалку *3*, служащую накопителем, и затем направляется на обезвоживание в фильтропресс *4*, в котором происходит фильтрация, после которой полученные коржи, содержащие 32 26 % влаги, передаются на тележку *5*, а из нее в вакуум-мялку *6*, из которой отвакуумированные заготовки поступают на поддон *7*, с помощью которого они транспортируются на мундштучные гидропресса *8*. На мундштучных гидравлических прессах с помощью различных фильерных вставок производится экструдирование заготовок определенных технологией размеров, которые высушиваются при температуре 200 °С в проходном сушиле *9*. Высушенные заготовки поступают на резательную машину *10*, производящую их резку до размеров, требуемых для получения формокорунда определенной марки. Приготовленные нужного размера заготовки после резательной машины *10* через бункер полуфабриката с питателем *11* передаются во вращающуюся печь для спекания *12*, а из нее попадают в барабанный холодильник *13* для их охлаждения. Термообработанные и охлажденные зерна формокорунда проходят контрольный рассев, контроль ОТК, затем упаковываются и передаются на склад готовой продукции.

Рассмотренный технологический процесс получения формокорунда имеет следующие преимущества перед выплавкой электрокорундовых абразивных материалов в дуговых электропечах: 1) позволяет исключить плавку и сложные физико-химические восстановительные процессы, ее сопровождающие; 2) позволяет получать материалы заданных размеров и форм без дробления

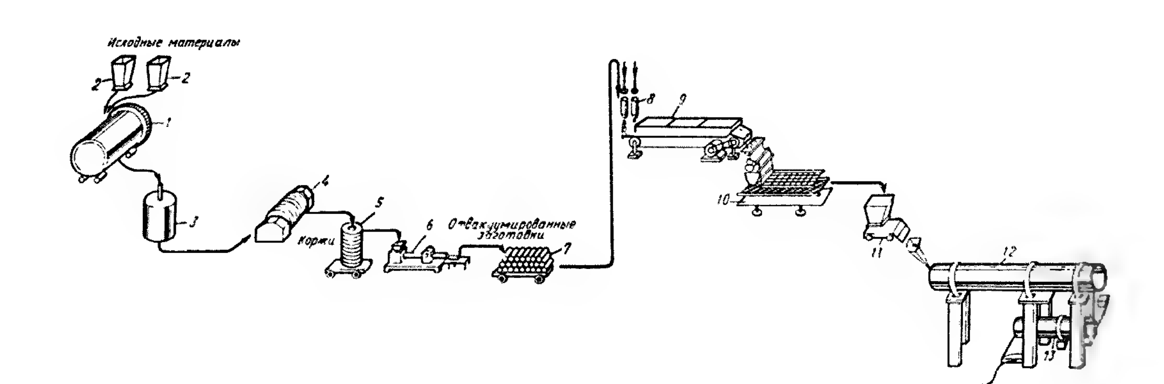


Рис. 2.53. Схема аппаратурного оформления технологического процесса производства формокорунда по данным [6]:
1 — шаровая мельница; *2* — бункеры для исходных материалов; *3* — пропеллерная мешалка; *4* — фильтропресс; *5* — тележка; *6* — вакуум-мялка; *7* — поддон; *8* — гидропрессы; *9* — сушило; *10* — резательная установка; *11* — бункер полуфабриката с питателем; *12* — вращающаяся печь; *13* — барабанный холодильник

и измельчения готового продукта; 3) позволяет обеспечить высокий уровень механизации и автоматизации производства.

Обладая высокой прочностью, микрокристаллической плотной и равномерно-зернистой структурой, формокорунд используется при изготовлении абразивного инструмента для силового обдирочного шлифования; при обработке сложнолегированных сталей и ряда марок сплавов может соперничать с циркониевым электрокорундом.

Таблица 2.37

Характеристики спеченных материалов на основе абразивного материала корунда

Материал, страна (фирма)	Доля Al_2O_3, %	Состав добавок	Размер частиц, мкм	Плотность, кг/м³	Твердость, HRC	Прочность, МПа		Модуль Юнга, ГПа	α при 273–573 К, К⁻¹
						на изгиб	на сжатие		
Термокорунд, Россия (ВНИИАШ)	99,0	MgO	10–30	3800	86–91	200	2000	$3{,}8 \cdot 10^5$	–
Микролит ЦМ-332, Россия (МХТИ)	99,0–99,2	MgO	1–3	3960	92–93	≤ 450	≤ 5000	$3{,}7 \cdot 10^5$	–
Ступалокс, США ("Карборундум")	99,0	–	1–2	3950	93–94	–	–		–
ГМТ, США	95–96	MgO, MnO_2, Fe_2O_3, TiO_2	3–4	3950	89–90	350–480	2000–4000	–	–
Корунд, ФРГ ("Фельдмюле")*	99,5	–	–	3850	91–93	400	4000	$3{,}8 \cdot 10^5$	$6{,}7 \cdot 10^{-6}$

* Прочность на растяжение 320 МПа.

Разработка методов активированного спекания корунда путем использования тонкодисперсных порошков, предварительного обжига глинозема при различных температурах и введение добавок позволяют существенно расширить состав и области применения материалов на основе Al_2O_3, получаемых методом спекания. Такие материалы находят применение не только при изготовлении абразивного инструмента, но и как износостойкие изделия конструкционного назначения, успешно работающие в абразивсодержащих и химически активных средах [4, 21–24]. Основные технические характеристики этих материалов приведены в табл. 2.37.

2.7. Сферокорунд

Свое название сферокорунд получил от сферической (круглой — в переводе с греческого) формы частиц, в виде которых производят этот материал. Сферические (шарообразные) частицы корунда получают путем "раздувания" сливаемого из электропечи расплава сжатым воздухом. Выплавляют сферокорунд из глинозема; содержание Al_2O_3 в выплавленном сферокорунде составляет 99 %, а 1 % (по массе) составляет примесь оксидов CaO, MgO, TiO_2 и SiO_2 в сумме. Прочность, насыпная масса и средняя толщина получаемых сферических частиц в зависимости от их зернистости приведены в табл. 2.38, из которой видно, что величины всех указанных характеристик возрастают по мере увеличения размера самих сферических частиц [44].

Таблица 2.38

Некоторые физико-механические свойства сферокорунда

Зернистость	Прочность на раздавливание, Н/зерно	Насыпная масса, г/см^3	Средняя толщина стенки сферы, мкм
50	0,14–0,39	0,99–1,42	30–60
63	0,21–0,53	0,92–1,32	30–80
80	0,31–0,71	0,86–1,24	40–100
100	0,36–1,00	0,85–1,20	60–140
125	0,55–1,54	0,72–1,23	70–140
160	0,89–2,30	0,72–1,24	80–190
200	1,21 2,54	0,71 1,24	100 220

Изготавливаемые из сферокорунда абразивные инструменты нашли эффективное применение при обработке вязких и мягких материалов, таких как кожа, резина, пластмассы, цветные металлы и др.

Механизм работы абразивного круга из сферокорунда основан на способности сферических частиц, разрушающихся при контакте с обрабатываемым материалом, обнажать острые режущие кромки, обеспечивающие высокую производительность шлифования при незначительном выделении теплоты.

Глава 3

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА АБРАЗИВНЫХ МАТЕРИАЛОВ КАРБОНИТРИДНОЙ ГРУППЫ

3.1. Получение карбида кремния в куске

Технологическая схема процесса современного промышленного производства карбида кремния представлена на рис. 3.1.

В соответствии с представленной схемой технологического процесса в состав реакционной шихты входят следующие компоненты: кварцевый песок,

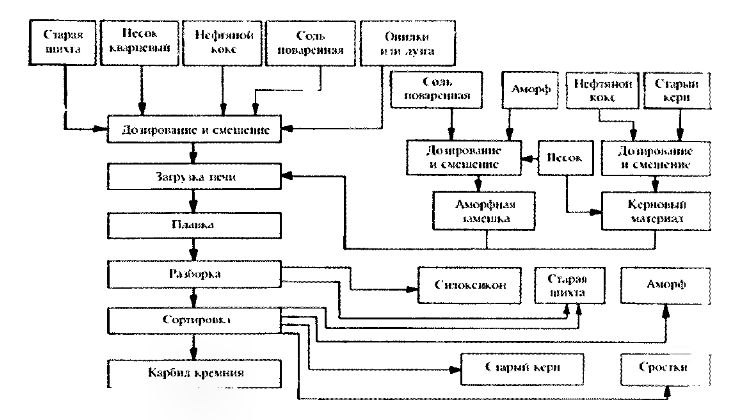


Рис. 3.1. Технологическая схема процесса современного производства карбида кремния в куске

нефтяной кокс, возвратные материалы (возвратная шихта, аморф, силоксикон и графитированный керновый материал). Все компоненты реакционной шихты перед ее составлением проходят определенную подготовку. Ниже рассматриваются технологические особенности операций подготовки сырьевых материалов.

3.1.1. Подготовка кварцевых песков

Для производства карбида кремния в СНГ используются орловские обогащенные кварцевые пески, а также пески Глуховецкого и Гусаровского месторождений. Содержание основного компонента и примесей в песках, лимитируемые соответствующими техническими условиями, приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Химический состав кварцевых песков

Основной компонент песков	Массовый компонент, %	
	Песок Глуховецкого месторождения	Песок Гусаровского месторождения
SiO_2	≥ 98,0	≥ 98,0
Fe_2O_3	–	≤ 0,35
Al_2O_3	–	≤ 0,45
Каолин	≤ 0	–
Влага	≤ 5,0	5,0
Мелочь фракции, мм:		
≤ 0,25	≤ 5,0	–
≤ 0,315	–	≤ 10
≤ 0,22	–	≤ 2,0

Главной задачей стадии подготовки кварцевого песка к процессу получения SiC является отмывка глинистых примесей, гидроксидов железа и кальцита $CaCO_3$ с примесью магнезита $MgCO_3$. Массовая доля суммы CaO + MgO не должна превышать 0,2 %, а Al_2O_3 в обогащенных кварцевых песках Глуховецкого и Гусаровского месторождений должна быть ≤ 0,3 %.

Схема процесса подготовки кварцевого песка для синтеза SiC приведена на рис. 3.2.

Согласно приведенной схеме кварцевый песок из закрома склада сырья подается грейферным краном *1* в бункер *2*, из которого электровибрационным питателем *3*, ленточным конвейером *4* и ленточным элеватором *5* поступает в односпиральный классификатор *6*, где песок промывается водой, после чего направляется на грохот *7*, а слив классификатора поступает в шламовую канализацию и затем на фильтроочистную станцию. С орошаемого водой грохота *7* подрешеточный продукт самотеком направляется в скруббер *8* и затем поступает во второй спиральный классификатор *9* и элеватор *10*. Затем шнековым транспортером *11* песок подается на два ленточных вакуум-фильтра *12* и *13*, работающих с частотой вращения ленты в вакуум-фильтре 10—12 об/ч при вакууме 0,05—0,09 МПа.

Фильтрат ленточных вакуум-фильтров при помощи вакуумной системы, включающей ресиверы *14*, *15*, *16*, гидравлический затвор *17* и водокольцевые насосы *18* и *19* (тип ВВН-50), поступает в канализацию.

Из ленточных вакуум-фильтров песок повышенной влажности (примерно 15 % влаги) самотеком идет в бункеры *20* и *21*, а из них электровибрационными

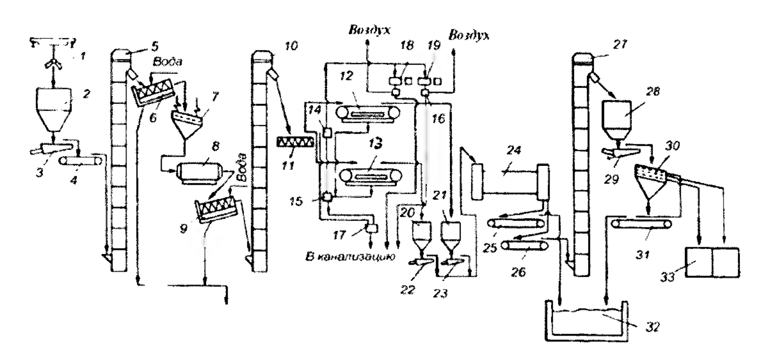


Рис. 3.2. Технологическая схема аппаратурного оформления подготовки кварцевого песка для получения карбида кремния:

1 — грейферный кран; *2* — бункер; *3* — электровибрационный питатель; *4* — ленточный конвейер; *5* — ленточный элеватор; *6* — односпиральный классификатор; *7* — грохот (типа Гр-3); *8* — скруббер; *9* — спиральный классификатор; *10* — элеватор; *11* — шнековый транспортер; *12*, *13* — вакуум-фильтры; *14*, *15*, *16* — ресиверы; *17* — гидравлический затвор; *18*, *19* — водокольцевые насосы; *20*, *21* — бункеры; *22*, *23* — вибрационные питатели; *24* — сушильный барабан; *25*, *26* — ленточные транспортеры; *27* — ленточный элеватор; *28* — бункер участка рассева; *29* — питатель; *30* — грохот; *31* — ленточный транспортер; *32* — закром склада сырья; *33* — тара для сбора песка (фракции 3,5—6 и 1,6—3,5 мм)

питателями *22* и *23* подается в сушильный барабан *24*, который отапливается природным газом и вращается с частотой 280—380 об/ч при расходе газа на горелки 80—120 м³/ч. Температура в разгрузочной камере составляет 150 °С, а в самом барабане — ≤ 600 °С. После сушки кварцевого песка его направляют ленточными транспортерами *25*, *26* и ленточным элеватором *27* в бункер *28* участка рассева песка в целях получения песка фракций более 3,5 и 3,5—1,6 мм. Песок последней фракции используется в качестве подсыпки в цехе абразивного инструмента. Из бункера *28* песок подается питателем *29* на грохот *30*, оборудованный сетками для получения надсеточного продукта фракции более 6 мм, на средней сетке — менее 6 мм и на нижней сетке — 0,5—3,0 мм. Сходы с грохота *30* (фракция песка — более 6 мм), объединяясь с фракцией менее 1,6 мм с помощью вибролотка *31* транспортируются в закром склада сырья *32*, где хранятся обогащенные пески, а песок (фракций 3,5—6,0 и 1,6—3,5 мм) собирается в тару *33* и передается в цех абразивного инструмента.

Основные требования к режиму работы оборудования дробления и рассева кварцевого песка:

во фракции менее 6 мм, но более 3 мм должно быть 10 % фракции более 6 мм и 35 % фракции менее 3,5 мм;

во фракции 1,6—3,5 мм должно быть 10 % фракции более 3,5 и 40 % фракции менее 1,6 мм.

Таблица 3.2

Требования к химическому составу кварцевого сырья

Сорт	Назначение	Содержание компонентов, %			
		SiO_2, не менее	Fe_2O_3, не более	Al_2O_3, не менее	CaO, не более
Высший	Для производства зеленого карбида кремния высшего качества	99,5	0,1	0,2	0,1
Первый	Для производства зеленого и черного карбида кремния	99,0	0,2	0,3	0,2
Второй	Для производства черного карбида кремния	98,5	0,3	0,5	0,3

Готовый к использованию в производстве карбида кремния кварцевый песок по своему химическому составу должен отвечать требованиям, показанным в табл. 3.2, а крупность частиц — находиться в пределах 1,0—4,0 мм.

3.1.2. Подготовка нефтяного кокса

В производстве карбида кремния используют в качестве восстановителя нефтяной кокс марок КНКЭ (кокс нефтяной, крекинговый, электродный), К38 и К30. Ниже приводится состав и некоторые характеристики этих коксов (табл. 3.3).

Нефтяной кокс поступает на склад сырья с влажностью в пределах 5–20 % и крупностью 0—25 мм. Подготовка кокса к производству карбида кремния сво-

Таблица 3.3

Состав и некоторые свойства нефтяных коксов, используемых для получения карбида кремния

Основное компонентное свойство кокса	Массовые доли компонентов, %		
	КНКЭ*	К38	К30
Влага	≤ 3,0	≤ 3,0	≤ 3,0
Летучие	≤ 6,5	≤ 9,0	≤ 11,5
Зола	≤ 0,3	≤ 0,6	≤ 0,8
Сера	≤ 1,0	≤ 1,5	≤ 1,5
Содержание мелочи фракции, мм:			
< 25	4,0	–	–
< 8	–	10	–
Истираемость, %	≤ 13,0	–	–
Действительная плотность после прокаливания при 1300 °С в течение 5 ч, г/см³	2,08–2,13	2,08–2,13	–

* — кокс нефтяной крекинговый электродный.

дится к его просушиванию до влажности 3–4 % и к измельчению до крупности минус 2 мм при содержании фракции минус 1 мм не менее 65 %.

Сушка нефтяного кокса производится на специальной установке, схема которой представлена на рис. 3.3.

Влажный нефтяной кокс подается краном *1* в бункер *2* и с помощью питателя *3* поступает на транспортер *5*, на котором электромагнитом *4* из кокса отбирается металлическая примесь. С транспортера *5* нефтяной кокс поступает в щековую дробилку *6* (типа С-182Б) и затем в элеватор *7* и сушильный барабан *8*, который обогревается природным газом. Топка сушильного барабана имеет две горелки типа ГНП, а воздух для сжигания газа подается вентилятором. Температура в топке составляет не более 1000 °С, а в камере смешения, куда поступают дымовые газы через окна внешней части кирпичной перего-

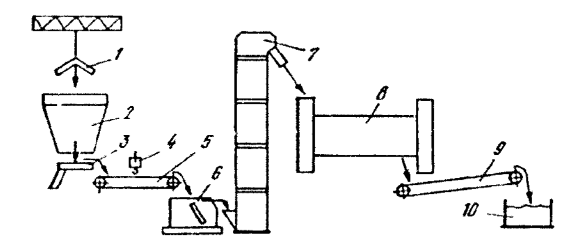


Рис. 3.3. Технологическая схема аппаратурного оформления последовательности операций при сушке нефтяного кокса:

1 — кран; *2* — бункер; *3* — питатель; *4* — электромагнит; *5* — транспортер; *6* — щековая дробилка; *7* — элеватор; *8* — сушильный барабан; *9* — транспортер; *10* — закром сухого нефтяного кокса

родки между топкой и камерой сжигания, около 700 °С. Дымовые газы из камеры поступают в сушильный барабан и выполняют функцию энергоносителя. Температуру в разгрузочной камере поддерживают примерно 70 °С. За сушильным барабаном *8* устанавливают последовательно два циклона (типа ЦН-24 диаметром 700 мм и СК-ЦН-34 диаметром 900 мм), обеспечивающих снижение запыленности дымовых газов, выходящих из барабана и выбрасываемых затем через дымовую трубу в атмосферу. Процесс сушки нефтяного кокса заканчивается поступлением высушенного кокса посредством транспортера *9* в закрома сухого нефтяного кокса *10*.

Высушенный нефтяной кокс подвергают дроблению и рассеву на специальном оборудовании, схема комплектования которого представлена на рис. 3.4.

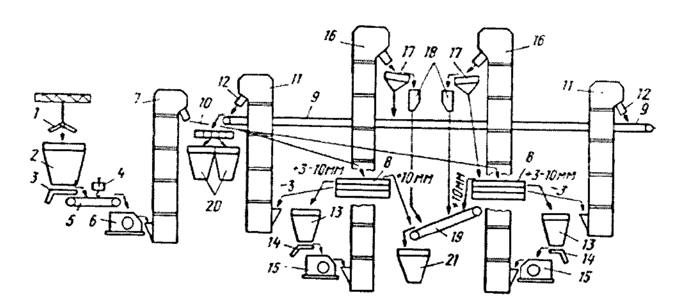


Рис. 3.4. Технологическая схема аппаратурного оформления последовательности операций по дроблению и рассеву нефтяного кокса:

1 — грейферный кран; *2* — бункер; *3* — питатель; *4* — электромагнит; *5* — ленточный транспортер; *6* — молотковая дробилка; *7* — элеватор; *8* — грохот; *9* — ленточный транспортер; *10* — транспортирующий лоток; *11* — элеваторы; *12* — течки; *13* — перекачные бункеры; *14* — питатели; *15* — молотковые дробилки; *16* — элеваторы; *17* — плоскокачающиеся грохоты; *18* — передвижные течки специальной конструкции; *19* — ленточный транспортер; *20* — бункеры, *21* — бункер кокса для кернового материала

В наибольшей степени всем требованиям производства карбида кремния удовлетворяет нефтяной кокс, содержащий следующие компоненты: зола — 0,8 %, летучие — 10,0 %; сера — 1,5 %; влага — 3—4 %; крупность частиц кокса должна быть 2—0 мм с преимущественным содержанием фракции 1—0 мм не менее 65 %.

3.1.3. Подготовка возвратных материалов

К возвратным материалам относится возвратная шихта, отличающаяся от первичной шихты измененными соотношениями компонентов вследствие удаления влаги, летучих и перемешения поваренной соли под воздействием температуры. К возвратным материалам относятся также силоксикон, аморф и графитированный керновый материал. Химический состав возвратных материалов приведен в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Химический состав крупнокристаллического куска SiC и промежуточных продуктов (возвратных материалов) при производстве зеленого карбида кремния

Компонент	Состав куска SiC, мас. %									
	SiC	SiO_2	Si	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	C	NaCl	п.п.п.
Карбид кремния	97,82	0,12	0,17	0,92	0,48	0,30	0,26	–	–	–
Аморф	71,54	9,21	0,16	0,78	0,82	0,74	0,47	15,05	0,55	0,50
Сростки аморфа с силоксиконом	70,11	13,45	–	1,33	0,69	4,60	0,26	0,03	0,46	–
Силоксикон	36,50	35,14	–	3,60	0,52	2,30	14,65	6,98	–	
Спеки	5,32	42,14	–	0,58	0,41	0,35	0,19	19,50	20,0	–
Шихта	11,14	45,40	–	0,30	0,55	1,00	0,47	31,50	8,78	0,80

Подготовка возвратной шихты заключается в ее дроблении с удалением фракции более 25 мм и осуществляется по схеме, приведенной на рис. 3.5.

По этой схеме возвратная шихта из котлована горячей разборки и с подины печи *1* подается грейферным краном *2* в бункер *3*, оснащенный сверху решеткой с размерами ячеек 250 х 250 мм для предотвращения попадания в бункер спеков шихты и кирпича. Из бункера *3* по транспортеру *4* возвратная шихта поступает в зубчатую дробилку (типа СМ-48) и выходит после нее в виде фракции крупностью не более 70 мм. Затем элеватором *6* дробленая возвратная шихта попадает на виброгрохот *7* с сеткой (Р25-5). Сходы виброгрохота

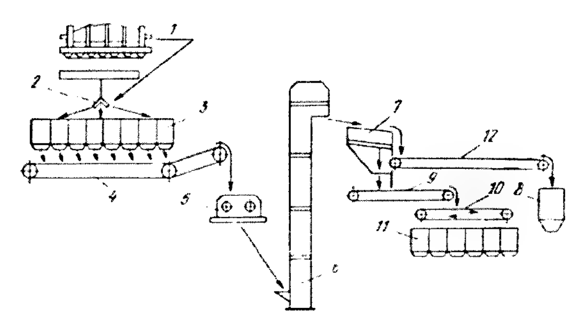


Рис. 3.5. Технологическая схема аппаратурного оформления последовательности операций подготовки возвратной шихты в целях ее использования в составе свежей шихты для получения карбида кремния:

1 — подина печи; *2* — грейферный кран; *3* — бункер; *4* — транспортер; *5* — зубчатая дробилка; *6* — элеватор; *7* — грохот с сеткой; *8* — бункер отходов; *9* — транспортер; *10* — реверсивный транспортер; *11* — бункер дробленой шихты; *12* — реверсивный транспортер

7 фракции более 25 мм поступают в бункер отходов *8*, а просев (фракция менее 25 мм) транспортером *9* и реверсивным транспортером *10* подается в бункер дробленой шихты *11*.

3.1.4. Подготовка аморфа

Подготовка аморфа для его использования в реакционной шихте состоит в его дроблении и грохочении с выделением фракции менее 25 мм и производится по схеме, показанной на рис. 3.6. Согласно приведенной схеме аморф

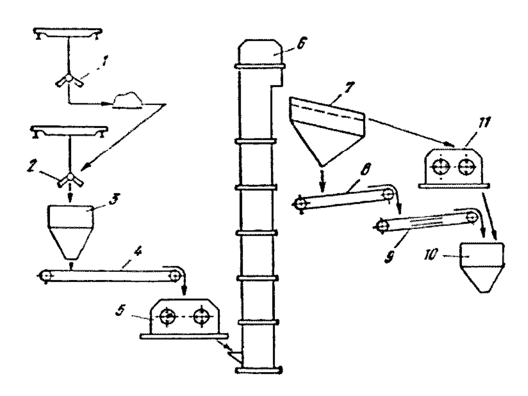


Рис. 3.6. Технологическая схема аппаратурного оформления последовательности операций подготовки аморфа для использования его в процессе получения карбида кремния:

1, 2 — краны; *3* — бункер; *4* — транспортер; *5* — зубчатая дробилка; *6* — элеватор; *7* — виброгрохот с сеткой; *8* — конвейер; *9* — реверсивный ленточный конвейер; *10* — бункер дробленого аморфа; *11* — щековая дробилка

краном *1* убирается от печи и транспортируется автомашиной на складирование в пролет подготовки подин. Затем краном *2* аморф подается в бункер *3* и далее транспортером *4* в зубчатую дробилку *5*. Дробленый аморф элеватором *6* транспортируется на виброгрохот *7* с сеткой Р25-5. Затем аморф фракции менее 25 мм по конвейеру *8* и реверсивному ленточному конвейеру *9* передается в бункер дробленого аморфа *10*, а фракции более 25 мм доизмельчаются в щековой дробилке *11* и поступают в бункер *10*.

3.1.5. Подготовка прографитированного кернового материала

Керновый материал представляет собой нефтяной кокс с примесью карбида кремния, и его подготовка заключается в выделении на грохоте (ГР-3) с сеткой СР70-10,0 материала фракции менее 70 мм и в использовании его

при загрузке печей. Сходы грохота, состоящие из смеси силицированного материала и карбида кремния, направляются в отвал.

3.1.6. Расчет и составление шихты для получения карбида кремния

Как уже было упомянуто выше, основными компонентами шихты для получения карбида кремния являются кварцевый песок и углеродистые материалы (нефтяной кокс и антрацит).

Кроме основных компонентов в состав замешки реакционной шихты входят следующие материалы, массовая доля (%) от массы замешки:

древесные опилки — 4;
поваренная соль — 6–7;
аморф — 8–10;
старая шихта — 40.

Приготовление шихты осуществляется двух видов: реакционная шихта и наполнительная, служащая теплоизоляционным слоем электропечи.

Для расчета соотношения компонентов в шихте за основу берут реакцию образования карбида кремния

$$SiO_2 + 3C \rightarrow SiC + 2CO\uparrow.$$

В основе расчета лежит определение "модуля шихты" *M*, представляющего собой процентное отношение содержания углерода во всех компонентах шихты к суммарному отношению углерода и оксида кремния SiO_2 в шихте:

$$M = \frac{\sum C}{\sum C + \sum SiO_2} 100\ \% = \frac{3 \cdot 12}{3 \cdot 12 + 60} 100 = 37{,}5.$$

При получении зеленого карбида кремния модуль принимается равным 37,5–37,75 (избыток углерода). В этих пределах изменение расчетного модуля производит технолог цеха, исходя из практических показателей процесса.

Расчет шихты ведется на одну замешку массой 1000 кг (950–1050 кг) с учетом содержания SiO_2 и углерода во всех компонентах шихты:

$$M = \frac{C_{у.м} + C_{оп} + C_{с.ш} + C_{ам}}{C_{у.м} + C_{оп} + C_{с.ш} + C_{ам} + SiO_{2с.ш} + SiO_{2кв.п} + SiO_{2ам} + SiO_{2к.к}},$$

где $C_{у.м}$ — содержание активного углерода в навеске углеродистого материала; $C_{оп}$ — то же в опилках; $C_{ам}$ — то же в аморфе; $SiO_{2с.ш}$ — содержание SiO_2 в принятой навеске старой шихты; $SiO_{2кв.п}$ — то же кварцевого песка; $SiO_{2ам}$ — то же аморфа; $SiO_{2к.к}$ — то же кварцевого песка к керну.

Содержание активного углерода в антраците и нефтяном коксе определяется разностью:

$$C_{акт} = 100\ \% - (\text{Процент золы} \cdot 1{,}4 + \text{Процент влаги} + \text{Процент летучих}),$$

где 1,4 — коэффициент, учитывающий массу углерода, необходимого для восстановления полуторных оксидов, находящихся в золе углеродистых материалов.

В качестве конкретного примера приведем расчет замешки реакционной шихты с расчетным модулем $M = 37{,}5$ для получения зеленого карбида кремния.

Состав замешки

Кварцевый песок — 300 кг;
старая шихта — 400 кг;
опилки — 40 кг;
антрацит — 50 %;
нефтяной кокс — 50 %;

аморфа на керн — 3000 кг, или $\frac{3000}{34} = 88$ кг;
кварцевый песок к керну 800 кг, или $\frac{800}{34} = 23$ кг.
} на одну замешку

Анализ материалов (компонентов) шихты

Кварцевый песок: 99 % SiO_2 и 0,2 % п.п.п. *; антрацит: 3 % — зола, 4 % — влага, 2 % — летучие; нефтяной кокс: 0,5 % — зола, 0,3 % — влага, 4,5 % — летучие; старая шихта: 28,0 % C, 50 % SiO_2, 7,0 % NaCl; аморф: 14,0 % C, 12 % SiO_2, 0,5 % NaCl.

Исходные расчетные данные

Кварцевый песок — 99,0 % SiO_2.
$C_{\text{акт.антр}} = 100 - (1{,}4 \cdot 3 + 4 + 2) = 100 - 10{,}2 = 89{,}8\,\%$.
$C_{\text{акт.нефт. кокс}} = 100(1{,}4 \cdot 0{,}5 + 0{,}3 + 4{,}5) = 100 - 5{,}5 = 94{,}5\,\%$.

Расчет дозировки $C_{\text{акт}}$ в замешку

$$M = \frac{C_{\text{акт}} + C_{\text{оп}} + C_{\text{с.ш}} + C_{\text{ам}}}{C_{\text{акт}} + C_{\text{оп}} + C_{\text{с.ш}} + C_{\text{ам}} + SiO_{2\,\text{кп}} + SiO_{2\,\text{ам}} + SiO_{2\,\text{с.ш}} + SiO_{2\,\text{к.п.к}}};$$

$$M = \frac{C_{\text{акт}} + 40 \cdot 0{,}15 + 400 \cdot 0{,}28 + 88 \cdot 0{,}14}{C_{\text{акт}} + 130{,}3 + 300 \cdot 0{,}99 + 400 \cdot 0{,}56 + 88 \cdot 0{,}12 + 23 \cdot 0{,}99} =$$

$$= \frac{C_{\text{акт}} + 130{,}3}{C_{\text{акт}} + 660{,}6} = 0{,}375,$$

$$C_{\text{акт}} - 0{,}375C_{\text{акт}} = 0{,}375 \cdot 660{,}6 - 130{,}3;$$

$$0{,}625C_{\text{акт}} = 117{,}4;$$

$$C_{\text{акт}} = \frac{117{,}4}{0{,}625} = 187{,}9 \text{ кг}.$$

Определение навесок

А. Антрацит: $\frac{50\% \cdot C_{\text{акт}}}{C_{\text{антр}}} = \frac{0{,}5 \cdot 187{,}9}{0{,}898} = 104$ кг;

* п.п.п. — потери при прокаливании.

Б. Нефтяной кокс: $\frac{50\% \cdot C_{акт}}{C_{нефт\ кокс}} = \frac{0,5 \cdot 187,9}{0,945} = 99$ кг.

Определение массы NaCl

Масса поваренной соли NaCl определяется исходя из установленного содержания NaCl в реакционной шихте, равном 7 %, с учетом ее в старой непрореагировавшей шихте.

Масса замешки без соли составит:

$$300 + 104 + 99 + 400 + 40 = 943 \text{ кг},$$

а общая масса замешки с учетом соли будет такой:

$$\frac{943 \cdot 100}{93} = 1014 \text{ кг}.$$

Значит, на соль приходится: 1014 − 943 = 71 кг. В старой шихте содержится соли: 400 · 0,07 = 28 кг. Следовательно, добавка соли составит: 71 − 28 = 43 кг.

На основании проведенного расчета технолог цеха выписывает рецепт шихты, кг:

Антрацит 104
Нефтяной кокс 99
Кварцевый песок 300
Опилки 40
Соль 43
Старая шихта 400
Итого 986

Масса аморфа 3,0−3,1 т дается на керн концентрированно, а в аморф дозируется поваренная соль 6 % от массы аморфа с учетом ее содержания в аморфе. Эта смесь перемешивается тщательным перелопачиванием и высыпается в печь.

Расчет шихты на абразивных заводах производит технолог цеха. Он составляет технологическую карту, по которой осуществляется загрузка электропечи для получения карбида кремния. В технологической карте указываются габариты загрузки шихты, состав одной замешки, состав керна и расход электроэнергии на кампанию.

В качестве примера приведем выдержки из технологической карты загрузки печей на зеленый карбид кремния на новых материалах (табл. 3.5).

Таблица 3.5

Пример технологической карты

Наименование	Наполнительная шихта (вниз)	Реакционная шихта	Наполнительная шихта (наверх)	Примечание
Модуль, отн. ед.	0,375	0,375	0,375	Аморф дается на верх керна в количестве 1,5–2,0 т и перемешивается с поваренной солью, добавляемой в количестве 6 % по массе
Кварцевый песок, кг	100	550	550	
Антрацит, кг	100	50	70	
Нефтяной кокс, кг	–	50	30	
Поваренная соль, кг	–	6–7	5–6	
Древесные опилки, кг	80	40	20	
Старая шихта, кг	700	–	–	
Аморф	К керну		–	

Количество замешек по такой карте составляет 33—35 штук.

В этой же технологической карте даются также состав керна, его сечение, количество песка на и под керн, расход электроэнергии и среднечасовая мощность.

Состав керна

Новый .... 40—60 % (дается один слой)
Старый .... 55—35 %
Отсевы .... 5 %
Сечение керна .... 90 × 45 для шестой-седьмой серий;
80 ×40 для первой—пятой серий
Песок на керн .... 300—400 кг
Песок под керн .... 400 кг
Расход электроэнергии .... 60000 кВт·ч
Среднечасовая мощность .... 2400 кВт (для первой—пятой серий)

Таблица 3.6

Рецепты приготовления шихты по [2]

Материал	Количество материала на одну замешку для шихты, кг		
	Наполнительный	Реакционный	Подовой
Зеленая печь			
Антрацит	–	107	62
Нефтяной кокс	–	105	–
Кварцевый песок	–	300	100
Древесные опилки	20	40	80
Старая шихта	900	400	700
ИТОГО	920	999	942
Черная печь			
Антрацит	–	212	–
Нефтяной кокс	–	70	–
Кварцевый песок	–	400	–
Древесные опилки	–	20	80
Старая шихта	900	300	900
ИТОГО	900	1002	980

Аналогичным образом составляются технологические карты для загрузки печей на зеленый карбид кремния при избытке старой шихты.

В табл. 3.6 приведены рецепты приготовления шихты, описанные в работе [2].

3.1.7. Подготовка шихты для загрузки печи

Технологические операции взвешивания компонентов сырьевых материалов и приготовление шихты выполняются на участке загрузки шихты в печь. Схема технологических потоков компонентов шихты, их взвешивание, смешивание и загрузка показана на рис. 3.7.

В соответствии со схемой (см. рис. 3.7) нефтяной кокс подается из бункера *1* ленточным транспортером *2* на ленточный конвейер *3* и далее ленточны-

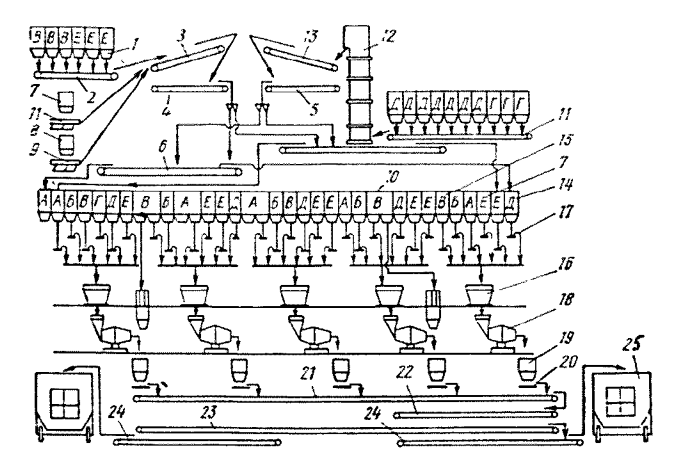


Рис. 3.7. Технологическая схема аппаратурного оформления подготовки замешек шихтовых материалов и загрузка печи при получении зеленого карбида кремния [7]:

А — поваренная соль; Б — древесные опилки; В — кварцевый песок; Г — аморф; Д — возвратная шихта; Е — нефтяной кокс

ми конвейерами *4*, *5* и *6* в бункеры *7*. Кварцевый песок из бункера *8* по транспортирующему лотку *9* направляется на ленточный транспортер *3* и далее по системе конвейеров поступает в бункеры кварцевого песка *10*. Возвратная шихта из участка подготовки возвратных материалов конвейером *11* и элеватором *12* передается на галерейный ленточный конвейер *13* и далее в бункеры *14* над весами *17*. Таким же способом транспортируется аморф. Поваренная соль и опилки передаются на конвейер *2* и далее системой конвейеров в бункеры *15*.

Сдозированная таким образом шихта поступает в бункеры *16*, а затем в смесители *18* и емкости *19* и затем при помощи питателей *20* и транспортеров *21*, *22*, *23*, *24* направляется на участок загрузки электропечей сопротивления *25*. Дозировка и смешивание компонентов шихты управляются специальным устройством типа УМД-1 [7].

Такое устройство внедрено на одном из заводов СНГ и может осуществлять дозирование в непрерывном, циклическом или ручном режиме по рецепту "шихта", кг:

Возвратная шихта	450–550
Поваренная соль	15–60
Кварцевый песок	200–300
Опилки	25–30
Нефтяной кокс	180–230

По рецепту "аморф" дозировка осуществляется следующим образом [7], кг:
Аморф 800–900
Поваренная соль 40–150
Кварцевый песок 200–300

3.1.8. Подготовка электропечи и загрузка ее шихтой

Современное промышленное производство карбида кремния для абразивной, огнеупорной и электротехнической промышленности осуществляется в электропечах сопротивления [4, 3]. В таких печах нагревателем служит центральный стержень (керн) из токопроводящего кускового углеграфитового материала, вокруг которого засыпают шихту, состоящую из близкого к стехиометрическому составу смеси кварцевого песка с массовой долей SiO_2 не менее 98,5 % и нефтяного кокса зольностью не более 1 %.

К настоящему времени опубликовано более 100 патентов, посвященных способам производства, конструкциям электропечей, составам сырьевых материалов и добавок, составу и качеству получаемого продукта [12]. Однако, хотя в опубликованных работах и предлагаются интересные способы производства карбида кремния, как, например, получение SiC в дуговой электропечи, где дуга горит между двумя электродами, изготовленными из смеси кварцевого песка и углерода, ачесоновский способ в своей основе сохранился до наших дней, исключая лишь непринципиальные изменения в конструкции и габаритах электропечей, применяемых сырьевых материалах и некоторых других технологических деталях. Такое продолжительное существование способа Ачесона объясняется простотой его осуществления и получением достаточно высокого качества продукта.

В мировой практике для получения карбида кремния применяются стационарные и подвижные электропечи (табл. 3.7).

Стационарные печи мощностью 10 МВт нашли применение в Японии (фирма Showa Denko K.K.) и в Голландии (фирма ФРГ Elektro-Schmelzwerke Kemften).

Анализ данных, приведенных в табл. 3.7, показывает, что мировая практика промышленного производства технического карбида кремния базируется на использовании электропечей сопротивления, работающих примерно с одинаковыми энергетическими затратами и с применением близких по своим характеристикам сырьевых материалов. Следует при этом отметить, что каждый вид печей имеет свои преимущества и недостатки: стационарные печи имеют повышенный срок службы и более низкую стоимость, а подвижные печи позволяют повысить уровень механизации процесса и улучшить условия труда.

В России и других странах СНГ к настоящему времени нашли широкое применение только подвижные электропечи мощностью 3–5 МВт.

На рис. 3.8 показано устройство подвижной электропечи мощностью 3,5 кВ·А, применяемой в России.

Подвижная электропечь состоит из пода, выполненного из обычного шамотного кирпича, выложенного в гнездах чугунных кассет, боковых и торцевых стенок. Боковые стенки печи представлены перфорированными щитами, установленными по краям пода и удерживаемыми в вертикальном положении

Таблица 3.7

Типы электропечей и некоторые параметры технологического процесса SiC в России и за рубежом

Страна	Тип и габариты электропечей (длина × ширина × высота), м	Вид применяемого сырья и способ его подготовки	Продолжительность процесса, ч	Расход электроэнергии, кВт·ч/т
Россия	Подвижные, (17,3–18) × (3–3,3) × (2,67–2,78)	Кварцевый песок, нефтяиой кокс, древесные опилки, поваренная соль	24–30	7500–9000
США	Стационарные, (10–15) × (3–4) × (2–3)]	Кварцевый песок, высококачественный нефтяной кокс, древесные опилки и поваренная соль	–	8000
Норвегия	Стационарные, 15 × 4 × 3	Кварцевый песок, нефтяной кокс, глинозем и древесные опилки, отходы производства чериого и зеленого SiC	30–35	7500–8000
Япония	Стационарные, 14 × 2,9 × 1,7	Жильный кварц, нефтяной кокс, крупность частиц SiO_2 6 мм	32–36	8000–10000

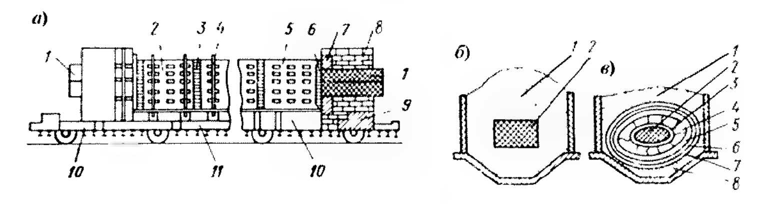


Рис. 3.8. Принципиальная схема устройства электропечи для производства карбида кремния и схема ее загрузки:

а — устройство электропечи подвижной: *1* — токоподводящие электроды; *2* — боковой щит передней стенки; *3* — кирпичная кладка; *4* — стойка для крепления боковых щитов; *5* — боковой щит задней стенки; *6* — контактный материал из графитированных отсевов; *7* — защитные электроды; *8* — торцевая стенка из огнеупорного кирпича; *9* — бетонный корпус торца; *10* — тележки концевые; *11* — тележка средняя, *б*, *в* — поперечное сечение электропечи до начала и после завершения кампании (процесса) соответственно: *1* — исходная шихта; *2* — керн; *3* — слой графита; *4* — карбид кремния (основной продукт); *5* — аморф; *6* — сростки; *7* — силоксикон; *8* — непрореагировавшая шихта

стойками, которые входят в гнезда печной рамы. Между щитами выкладываются изолирующие слои из шамотного кирпича. По концам печной рамы установлены торцевые стенки из шамотного кирпича, в которые вмонтированы пакеты угольных электродов. На наружную часть электродов устанавливаются контактные плиты, к которым прикрепляются болтами шины, подводящие ток от печного трансформатора. Принципиальная электрическая схема подключения печи к однофазному трансформатору показана на рис. 3.9.

Печной трансформатор электропечи имеет установленную мощность 4000 кВ·А и допустимую силу тока в обмотке высокого напряжения ≤ 400 А. Напряжение с высокой стороны составляет 10,5–11,0 кВ, а с низкой — 408–206 В (17 ступеней измерения напряжения).

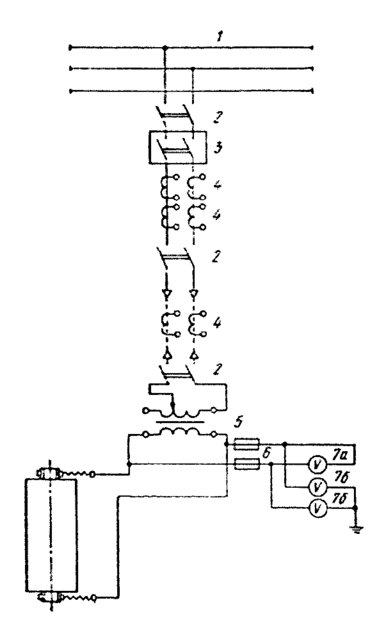


Рис. 3.9. Принципиальная электрическая схема включения печи сопротивления мощностью 4000 кВ·А:

1 — шины высокого напряжения (10 кВ); *2* — воздушные разъединители; *3* — масляный выключатель (типа ВМГ-10); *4* — измерительные трансформаторы тока (типа ТПЛ-10-0,5/Р-400); *5* — печной трансформатор; *6* — плавкие предохранители; *7* — вольтметры (типа Э-378) для измерения линейного и фазного напряжения

Нагревательным элементом печи служит керн — центральная часть загрузки печи из нефтяного (графитированного) кокса, который нагревается проходящим через него током.

Перед загрузкой печи шихтой производят ее подготовку, заключающуюся в зачистке пода и рамы печи, восстановлении изоляционных поясов, осмотре кассет, переборке подины с заменой дефектного кирпича, а также производят операции: зачистка рабочих электродов от карбида кремния и спеков, заделка выгоревших мест, выбоин и трещин в рабочих электродах графитной пастой, ревизия и ремонт контактных участков и ошиновки, установка на печь боковых стенок и изоляционных блоков.

Капитальный ремонт печей производится через 60–90 печекампаний и включает полную замену кирпичей кладки торцов и подины, замену рабочих и изоляционных электродов, ремонт металлоконструкции печи и ее ходовой части и ревизию контактного устройства.

Загрузка печи шихтой производится в соответствии с технологической картой процесса на зеленый или черный карбид кремния.

При загрузке печи производится ряд последовательных операций: загрузка на подину печи шихты, загрузка печи до уровня керна, установка керновых щитов и укладка керна с уплотнением его в контактных зонах, загрузка шихты по бокам керна, извлечение керновых щитов, загрузка шихты сверху керна.

3.1.9. Технологический режим процесса синтеза карбида кремния

После загрузки печи ее продвигают в плавильную ячейку, подключают к трансформатору и начинается процесс синтеза карбида кремния. Спустя 15–20 мин после подключения электропечи начинают выделяться горючие газы (CO

и H_2 в основной массе), которые поджигают на поверхности шихты с помощью специального запальника не позднее чем через 30 мин после включения печи.

Как правило, печь включают на напряжение, обеспечивающее начальную мощность не менее 70 % от номинальной мощности, которая достигается не более чем за 1 час и поддерживается в течение всей кампании с точностью ± 5 %.

Сопротивление печи за время кампании падает в два-три раза из-за увеличения сечения керна за счет разложения части SiC, прилегающего к керну.

В ходе процесса происходит усадка шихты, а поэтому для увеличения выхода продукта через 8—10 ч после включения печи ее догружают теплоизоляционной шихтой.

В ряде случаев при работе печи имеет место факеление.

Факелением называют интенсивное выделение раскаленных газов, сопровождающееся выбросом из реакционной зоны печи оксида углерода CO с добавками паров SiO_2 и поваренной соли, что вызывает увеличение теплопотерь и запыление атмосферы. Причиной факеления является перекрывание пор силоксикона за счет конденсации возгонов оксидов (SiO_2, Al_2O_3 и CaO) и образование газонепроницаемой оболочки, которая прорывается в отдельных точках с образованием мощных концентрированных выбросов газов — факелов.

Для устранения факеления автором [3] рекомендуется соблюдать соотношение размера частиц нефтяного кокса и кварцевого сырья, равное 1 : 3. Для тушения факела используют подачу влажной шихты, спеков соли и силоксикона, а в крайнем случае отключают печь на время до 40 мин, деревянным шестом разгребают верхний слой шихты на глубину 30—40 см и образовавшийся провал засыпают спеками соли и силоксикона, а сверху увлажненной шихтой. Второе нежелательное явление в процессе синтеза карбида кремния — вытекание из печи расплава поваренной соли, который может вызвать разрушение металлоконструкций печи, оплавление шамотной кладки и т. п.

Продолжительность процесса определяется установленным расходом электроэнергии при токе с высокой стороны трансформатора ≤ 400 А и при напряжении низкой стороны трансформатора 240—290 В. При этих параметрах мощность в зависимости от времени и качества кварцевых песков изменяется так, как это представлено в табл. 3.8 [7].

Таблица 3.8

Изменение мощности электропечи в зависимости от времени и характера сырья

Показатель	Значение			
Время от начала кампании, ч	0–8	8–12	12–18	18–24
Средняя мощность *, кВт	3000 / 3000	3240 / 3240	3480 / 3480	3600 / 3480

* Числитель — песок глуховецкий и смесь глуховецкого и гусаровского песков (1 : 1); знаменатель — песок гусаровский, смесь гусаровского и орловского песков (1:1).

Заданная мощность электропечи выдерживается автоматической регулировкой ее хода. Заданную мощность нормально работающая печь набирает за 20—30 мин.

3.1.10. Некоторые особенности процесса получения карбида кремния в промышленной электропечи сопротивления

Механизм процесса образования технического карбида кремния

Термодинамический анализ систем SiO_2–C и SiO_2–SiC, проведенный в работе [4], позволил заключить, что образование SiC в условиях промышленного получения карбида кремния происходит через взаимодействие углерода с оксидом кремния SiO.

И.В. Рябчиков указывает на три основных температурных диапазона реакции SiO_2 + C:

1) до 1793 К лимитирующей стадией является реакция образования псевдоморфозы SiC по углероду;

2) в диапазоне 1793–1893 К лимитирующей является реакция SiO + CO;

3) выше 1903 К лимитирующим фактором служит диффузия паров SiO и газа CO через поры углеродистого восстановителя.

По данным термодинамического анализа системы SiO_2–C [4] началом синтеза SiC в промышленной электропечи сопротивления следует считать реакции:

$$SiO_{2(т,\,ж)} + C_т = SiO_г + CO_г; \quad K_p = P_{SiO} \cdot P_{CO}; \tag{3.1}$$

$$SiO_{2(т,\,ж)} + 3C_т = SiO_т + 2CO_г; \quad K_p = P_{CO}. \tag{3.2}$$

В работах Х. Ценнелина началом процесса синтеза SiC также считается реакция (3.1), но наряду с этим автор указывает и на возможность протекания и ряда других реакций в условиях меняющихся температурных условий:

$$SiO_г + 2C_т \rightarrow SiO_т + CO_г; \tag{3.3}$$

$$SiO_г + SiC_т = 2Si_т + CO_г; \tag{3.4}$$

$$2Si_г + CO_г = SiO_т + SiO_г; \tag{3.5}$$

$$SiO_г + C_т = SiC_т. \tag{3.6}$$

При этом реакция (3.5) протекает при температуре 2470 К, а реакция (3.6) — в наиболее горячей зоне печи.

Исследования, проведенные И.С. Кац [3], показали, что в условиях промышленного производства карбида кремния синтез SiC происходит по следующей схеме, отражающей основной процесс:

$$SiO_{2т} \rightarrow SiO_{2г} \begin{cases} \nearrow SiO_г + 2C_т \rightarrow SiC_т + CO_г \\ \searrow \frac{1}{2}O_{2г} + C_т \rightarrow CO_г \end{cases} \tag{3.7}$$

Одновременно с этим идут и побочные процессы:

$$SiO_{2т} \rightarrow SiO_{2г} \begin{cases} \nearrow SiO_г \\ \searrow \frac{1}{2}O_{2г} + C_т \rightarrow CO_г \end{cases} \tag{3.8}$$

$$2SiO_{2т} \rightarrow 2SiO_{2г} \begin{cases} \nearrow 2SiO_г \\ \searrow O_{2г} + SiC_т \rightarrow CO_г + SiO_г . \end{cases} \qquad (3.9)$$

Побочные процессы (3.8) и (3.9) способствуют улету SiO. При этом наблюдается образование SiC за счет процесса (3.6), реализующегося путем силицирования углерода кремнием, полученным термическим разложением SiC в зонах высоких температур печи.

Основной процесс, идущий по схеме (3.7), согласно данным [3], протекает при использовании кварцевого сырья крупностью 0,1—10 мм и нефтяного кокса крупностью 0—2 мм.

В диапазоне температур 1900—2300 °С (2173—2573 К) в печи происходит перекристаллизация образовавшегося при более низких температурах β-SiC в α-SiC. При этом перекристаллизация происходит через газовую фазу, что облегчает проникновение паров кремния к поверхности реликтов углерода и способствует протеканию реакции (3.6), которая является вторичным процессом. Степень развития процессов (3.7)—(3.9) и (3.6) зависит главным образом от крупности шихтовых материалов и режима нагрева шихты.

Проведенные исследования в работе [3] и детальный анализ данных литературы о механизме взаимодействия кремнезема с углеродом указывают на решающую роль в этом процессе SiO, образование которого сводится различными авторами к рассмотрению начальных стадий взаимодействия: одни авторы считают началом взаимодействия диссоциацию SiO_2 на SiO и кислород, другие — взаимодействие SiO_2 с углеродом в твердой фазе с образованием SiO и третьи — возгонку SiO с последующей его адсорбцией на твердом углероде и взаимодействие с ним.

Рост кристаллов SiC в промышленной электропечи сопротивления

Применение карбида кремния в качестве абразивного материала определяет стремление получать его в виде крупных плотных и изометричных кристаллов.

Рассмотрение продуктов синтеза SiC в различных зонах электропечи [2, 3] показывает, что крупность его кристаллов уменьшается от слоя, прилегающего к поверхности керна (см. рис. 3.8), где размер кристаллов 12—15 мм, к наружным слоям (аморфу), в которых размеры кристаллов α-SiC не превышают несколько микрон. Поэтому для получения крупных кристаллов SiC температура керна печи должна поддерживаться на уровне 2700—2800 К.

По направлению к керну наблюдается "цепное" строение продукта синтеза, а у поверхности керна "цепочки" срастаются в более плотную массу. В "цепочках" кристаллы SiC ориентированы таким образом, что базисные шестигранные пластинки кристаллов всегда направлены вдоль цепочек перпендикулярно оси печи, а направление оси *C* кристаллов всегда перпендикулярно направлению цепочки. В направлении верхней и боковых частей печи наблюдается обычно более крупная кристаллизация, чем в подовой ее части, в которой образуется мелкокристаллический продукт — аморф.

Наиболее вероятным механизмом роста кристаллов SiC является участие в процессе газовой фазы, образующейся, в частности, при диссоциативном испарении карбида в зоне печи, прилегающей к керну, где температура достигает 2670–2800 K. Диссоциативное испарение SiC у керна идет достаточно быстро, и образующиеся пары состава Si_2C и SiC_2 перемещаются в зоны более низких температур, конденсируясь в виде $SiC_т$ на более мелких кристаллах и постепенно наращивая их размер.

Газы, образующиеся в самой горячей зоне печи, двигаясь в наружные зоны, обтекают кристаллы SiC. При определенных температурных условиях и радиальном движении газов по всей массе различно ориентированных кристаллов SiC в первую очередь разрушаться будут те, которые обтекаются газами по оси *C*, а расти кристаллы, ориентированные гексагональными пластинками вдоль направления движения газов. Этим и объясняется определенная ориентация кристаллов SiC в промышленной печи.

В подовой части печи реакционная шихта значительно плотнее и менее газопроводна, чем в верхней и боковой ее частях, а поэтому процесс роста кристаллов на поду тормозится, и SiC в этой части печи обычно представлен мелкокристаллическими образованиями.

Анализируя результаты многочисленных исследований по росту кристаллов карбида кремния и учитывая результаты термодинамического анализа синтеза SiC [4], можно считать, что процесс карбидообразования в промышленной электропечи сопротивления лимитируется реакцией

$$SiO_{2(т,\,ж)} + 3C = SiC_т + 2CO\uparrow,$$

которая протекает вплоть до температуры 2800 K. Рост кристаллов SiC в печи лимитируется образованием в наиболее горячей зоне печи (до 3200 K) паров SiC, SiC_2 и Si_2C по реакциям

$$SiC_т \rightarrow \frac{1}{2}Si_2C_г + \frac{1}{2}C_г$$

и

$$SiC_т \rightarrow SiC_г$$

с последующей их конденсацией в виде $SiC_т$ на мелких кристаллах, образующихся в соответствии с реакцией

$$SiO_2 + 3C = \underbrace{SiC}_{\text{мелкие кристаллы}} + 2CO\uparrow.$$

Влияние некоторых примесей на выход и качество SiC

На процесс образования и кристаллизации карбида кремния, а также на его выход и качество оказывают влияние примеси в шихте. Например, примесь оксида алюминия Al_2O_3 в диапазоне температур 1700–2000 °C восстанавливается углеродом (ступенчато через AlO, Al_2O, Al_4O_4C, Al_2OC) до карбида алюминия, который при температуре выше 2200 °C диссоциирует на углерод и алюминий.

Пары алюминия поступают в газовую фазу той зоны, где происходит перекристаллизация β-SiC $\rightarrow$ α-SiC, и легируют α-SiC (примерно 0,1 атомных процентов алюминия), что способствует образованию только черного карбида кремния и исключает образование более ценного зеленого карбида кремния. Одновременно с этим избыток алюминия в виде паров металла и его субоксида (Al_2O) транспортируется в более холодные зоны печи (1600–1700 °C), т. е. в зоны сростков и силоксикона, где вероятны следующие реакции:

$$Al(Al_2O) + CO \rightarrow Al_2OC$$

и

$$Al_2OC + SiO \rightarrow Al_2O_3 + SiC.$$

В результате в зонах сростков и силоксикона накапливается оксид алюминия. Аналогичным образом в эти зоны переносится и оксид кальция.

Оксиды алюминия и кальция в зонах сростков и силоксикона образуют с кремнеземом легкоплавкие подвижные силикаты, которые, обволакивая частицы нефтяного кокса, затрудняют доступ силицирующего агента (SiO) к углероду, в результате чего тормозится процесс образования карбида кремния, что приводит к увеличению расхода электроэнергии.

Оксид железа Fe_2O_3 в присутствии SiO_2 восстанавливается до металла при температуре 1200 °C. Восстановленный металл сопровождает образование и кристаллизацию карбида кремния в широком интервале температур (1500–2300 °C), концентрируясь в зоне аморфа (1800–2000 °C) и находясь при этом в карбиде кремния в виде силицида Fe_mSi_n.

При содержании железа в шихте до 2 % отрицательного влияния на образование и кристаллизацию карбида кремния не обнаруживается.

Однако следует иметь в виду, что содержание железа в карбиде кремния, идущем на изготовление абразивного инструмента на керамической связке, не должно превышать 0,1–0,2 %.

3.1.11. Охлаждение и разборка печи

Продукты процесса синтеза SiC в электропечи (см. рис. 3.8) — старый керновый материал, представляющий собой графитированный нефтяной кокс в совокупности с графитом, полученным в результате диссоциации SiC в зоне, ближайшей к керну; блок карбида кремния в куске — друзы кристаллов α-SiC размером 1–20 мм (содержание SiC > 98 %) зеленого или черного цвета; аморф — металлокристалический карбид кремния β- и α-модификаций с остатками компонентов непрореагировавшей шихты (содержание SiC $\geq$ 70 %) желто-зеленого, темно-серого и черного цветов (в зависимости от вида товарного продукта SiC; сростки — промежуточный слой между аморфом и силоксиконом, обладающий более высокой прочностью по сравнению с аморфом, высоким содержанием примесей и пониженным содержанием карбида кремния (40–70 % SiC) серого или грязно-серого цвета; силоксикон — зона, в которой обнаруживается начальная стадия образования карбида кремния (содержание SiC 20–40 %) светло-серого цвета с зеленоватым оттенком; непрореагированная шихта — исходная шихта в зонах загрузки печи, где ввиду низких температур (300–1400 °C) образование карбида кремния исключено.

После окончания процесса синтеза SiC печь охлаждается сначала на воздухе в течение 38–40 ч, а затем ее передвигают к месту горячей разборки. С помощью мостового крана снимают боковые щиты, затем удаляют кирпич с проемов печи и укладывают его в металлическую тару. Затем с помощью специальных клещей снимают верхнюю корку спекшейся шихты и силоксикона и извлекают металлические стойки. Снятую с печи шихту охлаждают водой и вывозят на свалку, а возвратную шихту направляют на подготовку для очередных кампаний. После такой разборки печь подается на участок водяного охлаждения, где блок поливается циклично поливка—выпаривание с продолжительностью циклов 45 и 15 мин соответственно. После четырех циклов печь выдерживают не менее 6 ч и затем производят сортировку блока карбида кремния.

Целью сортировки является отделение от куска карбида кремния старого кернового материала и аморфа и отбраковка некондиционного продукта (из куска SiC).

Сортировку производят в следующем порядке: на печах, производящих черный карбид кремния, срубают сростки и выбрасывают их в кюбеля отходов, затем взламывают блок карбида кремния; куски блока SiC разворачивают на сортировочные столы, очищают от аморфа и остатков кернового материала и сбрасывают в кюбеля для карбида кремния; керновый материал извлекают из печи и загружают в отдельную емкость; затем взламывают нижнюю часть блока SiC и извлекают ее на сортировочные столы; очищают куски блока SiC от аморфа и сбрасывают в кюбеля для карбида кремния; кюбеля с отсортированным карбидом кремния в виде кусков (друз) размером 300–400 мм взвешивают и передают на переработку в цех производства шлифовальных материалов на участок крупного дробления.

Вся операция сортировки производится в одну смену при дневном освещении либо при искусственном свете с освещенностью не ниже 400 люкс.

После сортировки блока SiC из печи извлекают силоксикон и непрореагировавшую шихту и, не разделяя их, направляют на переработку совместно со старой шихтой, полученной при разборке печей.

3.1.12. Технико-экономические показатели и структура заводской себестоимости

Технико-экономические показатели производства карбида кремния в СНГ характеризуются следующими данными [6]: расход электроэнергии на 1 т продукта для карбидов кремния черного — 7000–8500 кВт·ч, зеленого — 8000–10000 кВт·ч, расход кварцевого песка — 1750–2100 кг и нефтяного кокса — 1000–1500 кг.

В структуре себестоимости карбида кремния 14–30 % занимают сырьевые материалы, 25–35 % — электроэнергия и 22–28 % — расходы на содержание оборудования. Снижение себестоимости процесса получения карбида кремния в промышленных электропечах сопротивления, согласно данным [6], можно достичь на 30–40 % за счет создания конструкции закрытой электропечи, позволяющей улавливание и утилизацию тепла отводящих газов.

3.2. Получение карбида бора в куске

Промышленное производство карбида бора в России осуществляется в дуговых электропечах способом "на блок". В качестве основных сырьевых материалов используются техническая борная кислота с массовой долей H_3BO_3, равной 99 %, и нефтяной кокс. Кроме основных сырьевых компонентов при плавке карбида бора добавляют оборотный спек, отходы с копра (спек сортировки) и фракцию −0,4 мм, образующуюся при дроблении куска. Оборотный спек — это возвратный материал при плавке B_4C, являющийся продуктом сплавления борной кислоты с нефтяным коксом. Рекомендуемое соотношение B_2O_3/C в оборотном спеке должно составлять величину, равную 1,89.

Отходы с копра представляют собой спек шихты, отобранный с поверхности блоков карбида бора при их очистке на разбивочной плите.

Для уменьшения пылеуноса, способствующего значительным потерям массы борсодержащего сырья, борную кислоту и нефтяной кокс смешивают перед загрузкой в печь и брикетируют, а затем загружают в печь вместе с обогащающими добавками.

Подробная технологическая схема подготовки сырьевых материалов и производства карбида бора показана на рис. 3.10.

Процесс плавки карбида бора ведется в трехфазной дуговой электропечи при активной мощности 600−900 кВт способом "на блок" с погруженными в шихту электродами диаметром 450 мм.

Образование карбида бора обычно описывают суммарной реакцией

$$4H_3BO_3 + 4C = B_4C + 3CO_2 + 6H_2O.$$

Контроль за процессом наращивания блока ведется по скорости подъема электродов и электрическому режиму.

Каждая кампания осуществляется в три этапа: розжиг печи, наращивание блока карбида бора, проплавление шихты на колошнике. Розжиг печи длится 10−15 мин при установленной мощности трансформатора 500 кВ·А. При наплавлении блока необходимо правильно выбрать номинальную мощность, так как при низкой мощности печи снижаются скорость и полнота протекания реакций и, как следствие, производительность печи с одновременным увеличением расхода сырьевых материалов и электроэнергии, а при повышенной мощности наблюдается перегрев карбида бора и разложение его с выделением углерода, загрязняющего готовый продукт.

В процессе наплавления шихты (наращивания блока карбида бора) шихта подается в печь равномерно в период всей плавки по определенному, строго установленному графику. Процесс плавки ведется с закрытым колошником, позволяющим снизить тепловые потери. Загрузку шихты в печь прекращают за 30−40 мин до окончания плавки, а за 15−20 мин перед отключением печи снижают ее мощность. Непосредственно процесс плавки заканчивается после полного проплавления шихты на колошнике.

Выплавленный блок остывает, очищается от спека и затем разбирается по сортности. Приваренная к поверхности блока корка спека (спек сортировки) возвращается снова в плавку, а разбракованный кусковой продукт дробят до получения кусков размером 20 мм, затаривают в специальную тару и направляют в цех производства шлифовальных материалов.

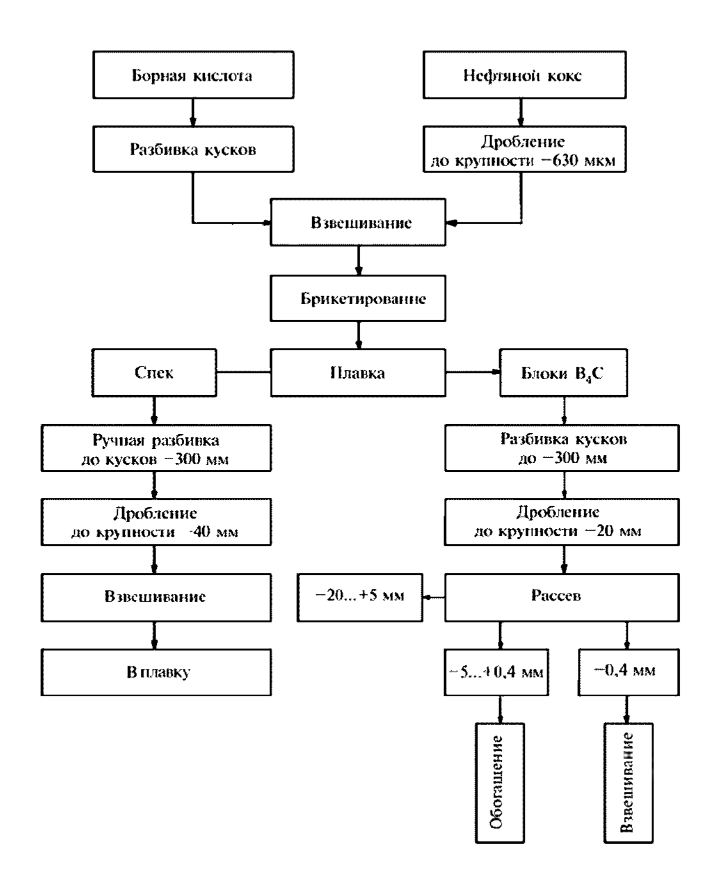


Рис. 3.10. Технологическая схема подготовки сырья и получения карбида бора

Получаемый по такой технологии кусок карбида бора содержит 69–71 % $B_{общ}$, 3–5 % B_2O_3, 26–28 % $C_{общ}$, 7–9 % $C_{своб}$, 86–90 % B_4C.

На 1 т производства карбида бора расходуется примерно 4,7 т борной кислоты и в среднем 18675 кВт·ч/т электроэнергии. При этом примерно 9 % борной кислоты безвозвратно теряется во время плавки.

Высокие сырьевые и энергетические затраты при производстве карбида бора стимулировали дальнейший поиск в направлении совершенствования и удешевления этого процесса.

В конце 80-х годов XX века была разработана и внедрена новая технология производства карбида бора повышенного качества [7]. Новизна предложенной авторами [7] технологии заключается в том, что плавка карбида бора ведется в электропечи с двумя цилиндрическими стальными кожухами (рис. 3.11): наружный кожух диаметром и высотой, равными 2 м, и внутренний кожух диаметром 1,6 м и высотой 1,2 м. Наружный кожух устанавливается на тележку и перемещается по вертикали по ходу плавки с помощью специального механизма.

В электропечи такой конструкции шихту (смесь борной кислоты и углеродного восстановителя) загружают в кольцевой зазор между наружным и внутренним кожухами, где происходит дегидратация H_3BO_3 и плавление B_2O_3 за счет нагрева внутреннего кожуха в процессе плавки до температуры 600–700 °С. Поступление расплавленной шихты, состоящей из смеси B_2O_3 и углерода, в реакционную зону ванны печи регулируется подъемом внутреннего кожуха, при этом расплав протекает в зону электрических дуг, где происходят процессы образования карбида бора по реакции $2B_2O_3 + 7C = B_4C + 6CO\uparrow$.

Использование внутреннего подвижного кожуха позволяет вывести процесс дегидратации борной кислоты из зоны интенсивного нагрева и высоких

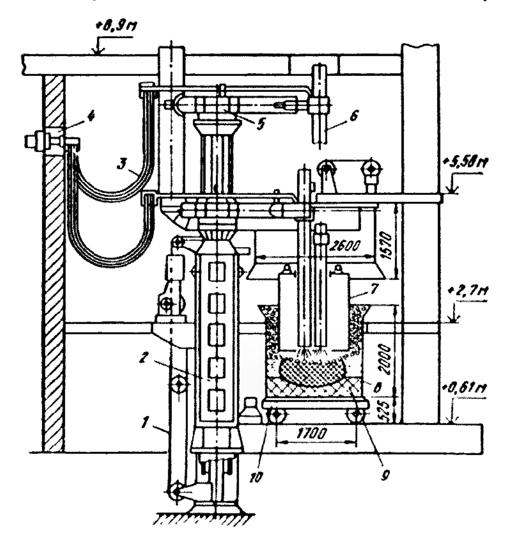


Рис. 3.11. Общий вид дуговой электропечи для выплавки карбида бора "на блок":

1 — трос; *2* — стойка механизма перемещения электрода; *3* — гибкий кабель; *4* — проем; *5* — рукав электродержателя; *6* — электрод; *7* — подвижный кожух; *8* — наружный кожух; *9* подина; *10* выкатная тележка

температур и тем самым значительно снизить потери H_3BO_3 при плавке и повысить качество карбида бора.

Непосредственно процесс плавки в такой электропечи ведется с использованием графитовых электродов диаметром 300 мм, питание печи осуществляется от трехфазного трансформатора типа ЭТМК3200/10, имеющего 12 ступеней изменения напряжения. Номинальная мощность печного трансформатора 2 МВ·А, напряжение на высокой стороне трансформатора 10 кВ. На низкой стороне трансформатора напряжение может меняться от 145 до 69,6 В при токе 7,97 и 10 кА соответственно [7].

После окончания плавки электроды и внутренний кожух поднимаются, печь выкатывается и остывает в течение 30 мин, а затем блок карбида бора специальным приспособлением приподнимается с помощью крана, и с его поверхности металлическими скребками удаляют расплавленную непрореаги-

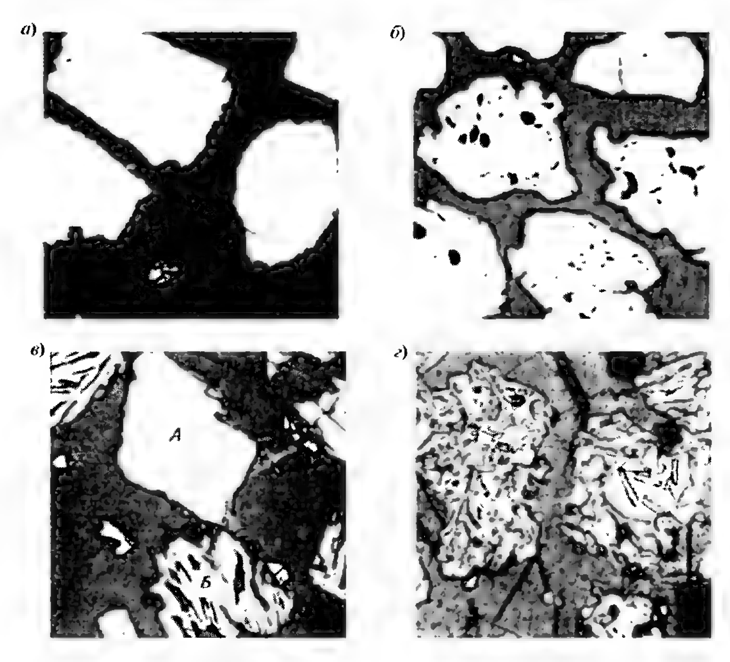


Рис. 3.12. Микроструктура зерна промышленного карбида бора (участки белого цвета) с порами разных размеров (вкрапления черного цвета в зернах B_4C):

а — плотные, однородные наиболее высококачественные зерна; *б* — крупные и мелкие поры в зерне повышенного качества; *в* — смесь крупных плотных зерен (А) и зерен с включениями графита (Б); *г* — зерна с эвтектическими включениями

ровавшую шихту, сгребая ее в печь. Затем очищенный блок карбида бора передается на эстакаду, где охлаждается на воздухе до температуры окружающей среды. Освобожденная от блока печь закатывается снова под электроды (см. рис. 3.11), и начинается новая плавка.

Выплавленный в печи новой конструкции кусок карбида бора имеет следующий состав, %: $B_{общ}$ 75–77, B_2O_3 1–2, $C_{общ}$ 22–24, $C_{своб}$ 1–3, B_4C 95–98.

На рис. 3.12 показана структура промышленного зерна карбида бора N40 (кристаллы белого цвета) с мелкими и крупными порами (черного цвета вкрапления в кристаллах B_4C).

Себестоимость сырьевых материалов вместе с электроэнергией составляет 75 % от общей заводской стоимости 1 т кускового карбида бора.

3.3. Получение синтетических алмазов и кубического нитрида бора

3.3.1. Теоретическая основа процесса синтеза алмаза и кубического нитрида бора

Синтетические алмазы и кубический нитрид бора β-BN все шире внедряются в производство абразивного инструмента, поскольку этот класс материалов обладает комплексом свойств (табл. 3.9), обусловливающих незаменимость их в ряде важнейших операций механической обработки металлических сплавов, керамики, стекла, гранита.

Таблица 3.9

Физико-механические характеристики абразивных и инструментальных материалов

Материал	$\rho\cdot10^{-3}$, кг/м^3	H_μ, ГПа	E, ГПа	Предел прочности, ГПа		λ, Вт/м·К	α, °С$^{-1}\cdot10^{-6}$	T_{max}, °С·10^2
				$\sigma_{сж}$	$\sigma_{из}$			
Алмаз	3,48–3,56	84,4–98,4	900	2,0	0,21–0,49	146,6	0,9–1,45	7–8
Эльбор	3,45–3,49	78,5–98,1	720	0,5	—	41,9	2,1–2,3	13–15
Карбид бора	2,48–2,52	39,2–44,2	296	1,8	0,21–0,28	11,5	4,5	7–8
Карбид кремния	3,15–3,25	32,4–35,3	365	1,5	0,05–0,15	15,5	6,5	13–14
Электрокорунд	3,95–4,10	18,9–23,5	370	0,76	0,08–0,09	19,7	7,5	17–19
Карбид титана	4,93	31,4	322	3,85	0,56–0,60	24,3	7,42	31,4
Карбид вольфрама	15,60	17,0	722	3,0	0,52–0,56	29,3	5,2–7,3	26,0
Твердые сплавы								
Т15К6	11,0–11,7	27,4	520	3,9	1,15	27,2	6,0	8,0
ВК8	14,4–14,8	15,2	540	4,5	1,60	58,7	5,0	9,0
Минералокерамика ЦМ-322	3,93	19,6–22,5	4	1,2	0,30–0,45	4,2	7,9–8,2	12,0
Быстрорежущая закаленная сталь Р18	8,5–8,7	12,7–13,7	220	3,6	3,7	24,3	11,0	–

Примечание. ρ — плотность; H_μ — микротвердость; E — модуль упругости; $\sigma_{сж}$ — предел прочности на сжатие; $\sigma_{из}$ — предел прочности на изгиб; λ — коэффициент теплопроводности; T_{max} — температурный предел устойчивости материала.

Параметры получения абразивных материалов на основе синтетических алмазов и кубического нитрида бора определяются диаграммами их равновесных состояний (рис. 3.13). Исходными материалами для производства синтетических алмазов и кубического нитрида бора β-BN служат графит и гексагональный нитрид бора α-BN. Структурные кристаллические решетки графита, алмаза, гексагонального и кубического нитрида бора показаны на рис. 3.14.

Способ получения синтетических алмазов и β-BN основан на полиморфном превращении их гексагональных модификаций в кубическую при высоких давлениях и температурах и в присутствии катализаторов. Линия, разделяющая области существования гексагональной и кубической модификаций на диаграммах равновесных состояний (см. рис. 3.13, *а*, *б*), показывает зависимость между температурой и давлением, при которых кубическая и гексагональная модификации находятся в равновесии, т. е. сосуществуют.

Согласно теории Г.В. Самсонова механизм полиморфного превращения гексагональной модификации углерода (графита) и нитрида бора α-BN в кубическую сводится к превращению менее устойчивых sp^2-электронных состояний атомов углерода и бора в более устойчивые sp^3-состояния. Такое значительное изменение электронного строения и соответствующая перестройка кристаллической структуры (см. рис. 3.14) требуют высокой энергии активации и поэтому могут происходить с заметной скоростью лишь при высоких температурах. В то же время повышение температуры, согласно приведенной

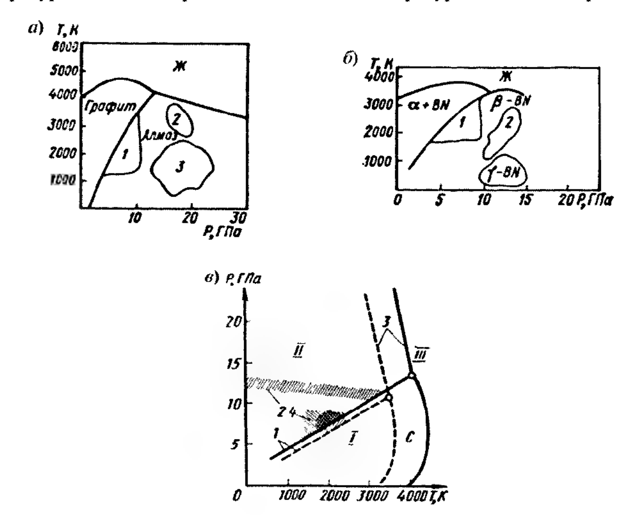


Рис. 3.13. Фазовая диаграмма алмаза (*а*), кубического нитрида бора (*б*) и диаграмма состояния углерода и нитрида бора [4, 11]:
1 — область действия катализатора; *2* — область прямого перехода; *3* — гексагональный алмаз

диаграмме (см. рис. 3.13, *а*, *б*), сдвигает равновесие в сторону образования менее стабильных sp^2-электронных конфигураций и, соответственно, гексагональных модификаций. По этой причине для поддержания параметров синтеза алмаза и β-BN в поле их термодинамической устойчивости требуется повышение давления. Согласно данным [11] при высоком давлении помимо β-BN существуют еще две плотные формы нитрида бора: кубический сфалеритоподобный, образующийся при давлении 11,0–12,0 ГПа и температуре 1973 К (устойчив в области высоких температур в диапазоне 2470–3970 К), и гексагональный вюрцитоподобный (γ-BN), образующийся при давлении выше 12,5–13,0 ГПа и комнатной температуре (устойчив в области низких температур — до 293 К). Однако современная техника, используемая на предприятиях абразивной отрасли, не позволяет поддерживать давление порядка 6–10 ГПа в течение длительного времени, вследствие чего для ускорения перехода гексагональных модификаций графита и α-нитрида бора в кубические модификации применяют катализаторы. В качестве катализаторов служат, прежде всего, металлы и их соединения, которые обладают высокой концентрацией коллективизированных слабосвязанных с атомами электронов. Эти электроны способствуют образованию sp^3-конфигураций из sp^2-конфигураций по схеме

$$\bar{e} + sp^2 \rightarrow sp^3.$$

Экспериментально показано, что наибольшей каталитической активностью при синтезе алмаза обладают железо, марганец и другие переходные металлы. При превращении α-BN → β-BN хорошими каталитическими свойствами обладают щелочные и щелочноземельные металлы, а также их нитриды

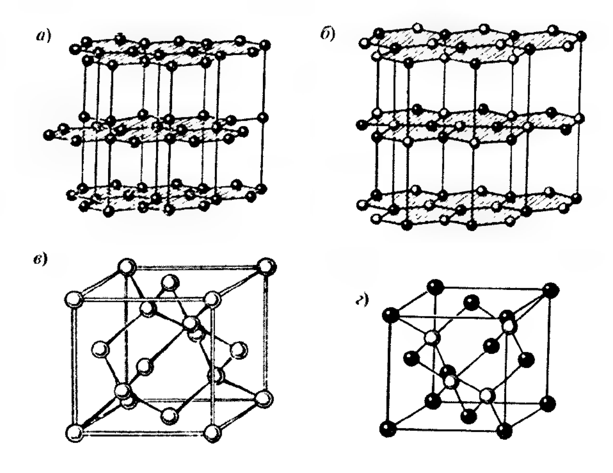


Рис. 3.14. Кристаллические решетки графита (*а*), гексагонального нитрида бора (*б*), алмаза (*в*), кубического нитрида бора (*г*)

(особенно нитриды магния, лития, кальция), которые способствуют кристаллизации кубического нитрида бора из эвтектического расплава.

Вследствие использования катализаторов синтетические алмазы и кубический нитрид бора, полученные в производственных условиях, всегда содержат примеси катализаторов и продуктов их взаимодействия с алмазом и нитридом бора. Так, например, в промышленном кубическом нитриде бора массовая доля β-BN составляет не более 90 %, α-BN < 1 %, а негидролизуемых боридов и нитридов — менее 9 %.

3.3.2. Промышленное получение синтетических алмазов и кубического нитрида бора

Общая технологическая схема промышленного производства синтетического алмаза и кубического нитрида бора показана на рис. 3.15. Основные технологические операции — приготовление реакционной шихты, изготовление графитовых контейнеров и их сборка (засыпка в рабочий объем контейнера реакционной шихты), сборка аппарата высокого давления непосредственно перед синтезом.

Приготовление реакционной шихты заключается в измельчении исходных материалов (графита, гексагонального нитрида бора, катализаторов), их перемешивании в специальных смесителях, обеспечивающих получение равномерно распределенных в объеме приготовленной смеси всех ее компонентов.

Изготовление графитовых контейнеров производится методом точения или прессования, а сборка реакционной камеры заключается в размещении определенного объема реакционной шихты в контейнере нагревателя (производится на автоматических роторных установках). Приготовленная таким образом реакционная камера помещается в камеру высокого давления и подается на автоматические установки для синтеза алмаза или β-BN.

Камера высокого давления (рис. 3.16) состоит из контейнера *1* (реакционная камера), в который загружается реакционная шихта, и двух блок-матриц, состоящих из стальных колец *2* и вставок из твердого сплава *3*. В зарубежной

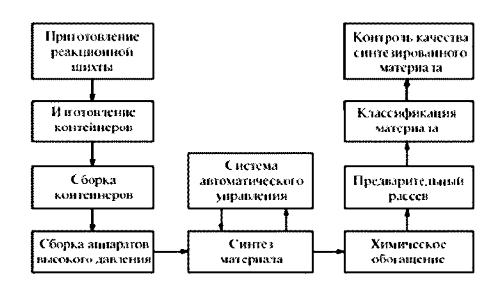


Рис. 3.15. Технологическая схема производства сверхтвердых абразивных материалов (синтетического алмаза и кубического нитрида бора)

практике для синтеза алмаза и β-BN используют аппарат типа "Белт", имеющий рабочий объем до 50 см³ и используемый для создания давления до 10 ГПа.

Давление, необходимое для синтеза алмаза и β-BN, создается прессами усилием 50–1000 кН. Усилие, создаваемое прессом, через аппарат высокого давления передается на рабочую (реакционную) камеру (см. рис. 3.16), которая воспринимает это усилие на площади в несколько квадратных сантиметров, что обеспечивает создание в рабочем объеме камеры высокого статического давления. При этом шихта, находящаяся в реакционной камере, нагревается непосредственно через систему трансформаторов от сети переменного тока.

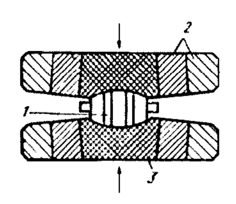


Рис. 3.16. Схема камеры высокого давления, применяемой для получения синтетического алмаза и кубического нитрида бора в России:
1 — реакционная камера;
2 — стальное кольцо;
3 — твердосплавные вставки

Ввиду невозможности прямого измерения и контроля всех параметров синтеза по причине сложности этой проблемы в производственных условиях применяют косвенные методы измерения температуры по электрической мощности, требуемой для нагрева реакционной камеры до заданной температуры.

В России для контроля температуры процесса синтеза сконструированы специальные регуляторы мощности, позволяющие осуществлять автоматическое поддержание нужного значения мощности, обеспечивающей нагрев реакционной камеры до заданной температуры.

Прямое измерение давления в рабочем объеме реакционной камеры также является сложной технической задачей, и по этой причине в промышленности давление в камере оценивают косвенно по давлению в гидросистеме прессовой установки, в которую помещается камера высокого давления. Давление в самой гидросистеме измеряется с помощью электроконтактного манометра.

Во время синтеза синтетического алмаза и β-BN устанавливаются технологические параметры и время синтеза по технологической карте и в зависимости от марки изготовляемого материала могут колебаться в широком интервале давлений (4–12 ГПа) и времени синтеза (от 15 с до 30 мин). В результате проводимого синтеза его готовым продуктом является спек, в составе которого помимо основного продукта (алмаза или β-BN) содержатся примеси. Поэтому спек направляется на химическое обогащение для выделения определенных марок алмаза или кубического нитрида бора.

Исходным материалом для производства шлифовальных материалов из синтетических алмазов служит продукт синтеза, из которого удалены графит и катализатор.

Спек кубического нитрида бора (мелкокристаллический блочок) сложен кристаллами β-BN размером до 0,2 мм и побочными продуктами синтеза в виде нитрида, диборида и гексаборида магния, α-BN (до 30 % побочных продуктов синтеза). Указанные побочные продукты синтеза β-BN характерны для его кристаллизации в системе Mg–B–N при давлении 4,0–7,5 ГПа и температуре 1300–2000 °С, предложенных сотрудниками ВНИИАШа [11].

Разработанный ВНИИАШем кубический нитрид бора назван *эльбором*. Монокристаллический эльбор марок ЛП и ЛМ представлен темноокрашенны-

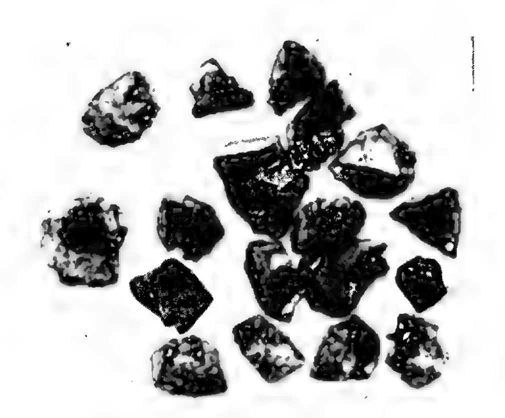


Рис. 3.17. Монокристаллы кубического нитрида бора, полученные во ВНИИАШе и называемые "эльбор абразивный, монокристальный"

ми кристаллами (рис. 3.17), строение которых мозаичное, блочное, реже — секториально-мозаичное, в связи с чем грани кристаллов имеют достаточно развитый микрорельеф, что способствует хорошему сцеплению кристаллов эльбора с различными связками в абразивном инструменте и удержанию их до полного износа в процессе работы абразивного инструмента.

В полученных при синтезе блочках кубического нитрида бора наблюдается тесное прорастание кристаллов β-BN в продукте побочных реакций (рис. 3.18).

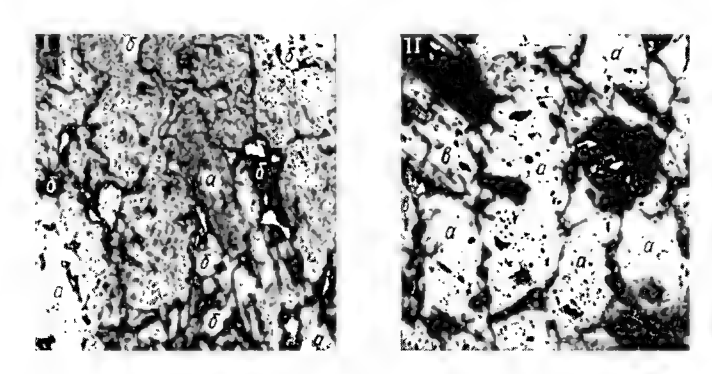


Рис. 3.18. Структура аншлифа блочка (спека) эльбора после непосредственно синтеза (*I*) и после его химической обработки (разложения) (*II*):
а — кристаллы β-BN; б — продукты побочных реакций; в — сростки

В структуре таких блочков после их химической обработки отчетливо можно увидеть, как сопутствующие фазы не только располагаются в блочке между кристаллами β-BN (см. рис. 3.18, а), но и присутствуют в нем в виде включений (см. рис. 3.18, б) и сростков (рис. 3.18, в), не удаляемых химической обработкой.

Проведенные ВНИИАШем исследования химических свойств кубического нитрида бора и сопутствующих ему фаз в спеках позволили разработать технологическую схему разложения и обогащения продуктов синтеза в технологии синтеза абразивного эльбора.

Благоприятное сочетание в эльборе таких важных свойств, как высокие твердость и абразивная способность, термостойкость и химическая инертность к металлическим сплавам на основе железа (см. табл. 3.9), создают значительные предпосылки для разработки на его основе высококачественного абразивного инструмента на металлических, керамических и органических связках.

Глава 4

ПРОИЗВОДСТВО ШЛИФОВАЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

4.1. Классификация шлифовальных материалов

Товарным продуктом производства абразивов являются шлифовальные материалы, получаемые в процессе дробления, измельчения, обогащения и классификации абразивных материалов и представляющие собой совокупность частиц (зерен) определенных размеров и формы в виде монокристаллов, поликристаллов или их осколков. По размерам (крупности) частиц (зерен) шлифматериалы характеризуются определенным номером зернистости, под которой понимается совокупность абразивных зерен, соответствующая размерам зерен основной фракции измельченного материала. Шлифовальные материалы по крупности зерен разделяют на следующие группы и номера зернистости:

Шлифзерна 200; 160; 125; 100; 80; 63; 50; 40; 32; 25; 20; 16
Шлифпорошки 12; 10; 8; 6; 5; 4; 3
Микропорошки М63; М50; М40; М28; М20; М14
Тонкие микропорошки М10; М7; М5
Особо тонкие микропорошки М3; М2; М1

Каждый номер зернистости характеризуется предельной, крупной, основной, комплексной и мелкой (первой и второй) фракциями. Комплексная фракция для шлифзерна и шлифпорошков состоит из крупной, основной и смежной фракций, а для микропорошков — из основной и смежной. Крупность основной фракции (фракция, которая преобладает в абразивном порошке по массе, объему или числу зерен) представлена в табл. 4.1.

Крупной фракцией называют фракцию зерен, размеры которых превышают размеры основной фракции на один интервал, размеры зерен предельной

Таблица 4.1

Крупность основной фракции абразивных материалов в зерне

Зерно, полученное рассевом		Зерно, полученное гидроклассификацией	
Номер зернистости	Крупность основной фракции, мкм	Номер зернистости	Крупность основной фракции, мкм
200	2500–2000	M63	63–50
160	2000–1600	M50	50–40
125	1600–1250	M40	40–28
100	1250–1000	M28	28–20
80	1000–800	M20	20–14
63	800–630	M14	14–10
50	630–500	M10	10–7
40	500–400	M7	7–5
32	400–315	M5	5–3
25	315–250	–	–
20	250–200	–	–
16	200–160	–	–
12	160–125	–	–
10	125–100	–	–
8	100–80	–	–
6	80–63		
5	63–50	–	–
4	50–40	–	–
3	40–28	–	–

Примечание. Подробно норма содержания отдельных фракций для шлифзерна, шлифпорошков, микропорошков и тонких микропорошков приводится в соответствующих ГОСТах.

фракции превышают размеры зерен крупной фракции; мелкая фракция зерен имеет размеры меньше размеров зерен основной фракции на один-два интервала [6]. Совокупность двух и более фракций в материале называют комплексной фракцией. Для шлифзерна и шлифпорошков комплексная фракция состоит из основной и смежных с ней крупной и мелкой фракций, а для микропорошков — из основной и смежной с ней более мелкой фракции. Нормы содержания отдельных фракций в шлифовальных материалах должны соответствовать величинам, представленным в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Нормы зернового состава шлифовальных материалов

Зернистость шлифовальных материалов	Индекс марки шлиф-материала	Фракции				
		предельная	крупная	основная	комплексная	мелкая
Шлифзерно						
200–16	П	0	15	55	95	2
200–16	Н	0	20	45	90	3
25–16	Д	0,2	20	41	88	3,5

Окончание табл. 4.2

Зернистость шлифовальных материалов	Индекс марки шлиф-материала	Фракции				
		предельная	крупная	основная	комплексная	мелкая
Шлифпорошки 12–4	П	0	15	55	90	5–3
	Н	0	20	45–40	85–90	3–15
Микропорошки М63–М5	В	0,5	12–20	60–55	85–75	3–5
	П	1–4	15–25	50–45	80–67	5–8
	Н	2–5	20–27	45–40	73–64	7–9
	Д	4–6	25–30	43–39	67–59	8–11

Шлифовальные материалы, получаемые из природных и синтетических алмазов, отличаются более широким диапазоном зернистости и фактически представляют собой смесь двух зернистостей узкого диапазона:

Алмазные шлифпорошки 2500/2000; 2000/1600; 1600/1250; 1250/1000; 1000/800; 800/630; 630/500; 500/400; 400/315; 315/250; 250/200; 200/160; 160/125; 125/100; 100/80; 80/63; 63/50; 50/40

Микропорошки 60/40; 40/28; 28/20; 20/14; 14/10; 10/7; 7/5; 5/3; 3/2; 2/1; 1/0

Субмикропорошки 0,7/0,3; 0,5/0,1; 0,3/0, 0,1/0

Шлифпорошки алмазных материалов выпускаются с содержанием основной фракции не менее 75 %, а микропорошки — не менее 70 % (ГОСТ 9206–80).

Шлифзерно и шлифпорошки абразивного материала эльбора (β-BN) выпускаются двух марок: ЛП — порошки повышенной механической прочности и ЛМ — порошки обычной механической прочности. Микропорошки ЛМ63–ЛМ-5 выпускаются также двух марок: ЛВМ — порошки с высоким содержанием основной фракции и ЛПМ — порошки с повышенным содержанием основной фракции.

Обозначения зернистостей и зерновой состав абразивного материала эльбора приведены в табл. 4.3.

Как видно из табл. 4.3, шлифзерно и шлифпорошки абразивного материала эльбора выпускаются промышленностью с содержанием основной фракции не менее 55 %, а микропорошки — не менее 45 %.

Зерновой состав шлифовальных материалов, отражающий отношение масс, объемов или числа зерен каждой отдельной фракции к общей массе, общему объему или общему числу зерен всего шлифматериала, является важной его характеристикой.

Существуют различные методы определения дисперсности порошков. Наиболее распространенными для порошков абразивных материалов являются ситовой, седиментационный и микроскопический методы анализа.

Для ситового анализа в России принята стандартная шкала сеток с квадратными ячейками по ГОСТ 6613–86. Номер каждой сетки отражает номинальный размер стороны ячейки в свету, например, сетка № 006 имеет отверстия 0,06 мм, а № 008 — 0,08 мм и т. д. В табл. 4.4 и 4.5 приведены характеристики и размеры отверстий сит в соответствии с ГОСТ 6613–86 и международными и национальными стандартами.

Таблица 4.3

Обозначения зернистостей и зерновой состав эльбора по [6, 9]

Группа зернистости	Обозначение зернистости	Зерновой состав зерна эльбора различных фракций							
		основной		крупной		комплексной		мелкой	
		Размер зерен, мкм	Содержание, %	Размер зерен, мкм	Содержание, %	Размер зерен, мкм	Содержание, %	Размер зерен, мкм	Содержание, %
Шлиф-зерно	Л20	250–200		315–250		315–160	95	125	–
	Л16	200–160		250–200		250–125	95	100	2
Шлифпорошки	Л12	160–125	55	200–160	15	200–100	90	80	3
	Л10	125–100	55	160–125	15	160–80	90		3
	Л8	100–80	55	125–100	15	125–63	90	63	3
	Л6	80–63	55	100–80	15	100–50	90		3
				80–63	15	80–40	90	50	3
	Л5	63–50	55	63–50	15	63–28	90		3
	Л4	50–40	55	–	15			40	5
								28	
								20	
Микропорошки (марки ЛВМ)	ЛВМ63	63–50	55	100–63		63–40		40	
	ЛВМ50	50–40	55	80–50		50–28		28	
	ЛВМ40	40–28	55	63–40		40–20		20	
	ЛВМ28	28–20	55	50–28		28–14		14	
	ЛВМ20	20–14	55	40–20		20–10		10	
	ЛВМ14	14–10	55	28–14		14–7		7	
	ЛВМ10	10–7	55	20–10		10–5		5	
	ЛВМ7	7–5	55	14–7		7–3		3	
	ЛВМ5	5–3	55	10–5		5–3 и менее		–	
Особо тонкие микрошлифпорошки	ЛМ3	3–1	60	5–3	10	–	–	≤ 1	30
	ЛМ1	≤ 1	90	3–1	10	–	–	–	–

Таблица 4.4

Проволочные сетки с квадратными ячейками (ГОСТ 6613–86)

Номер сетки	Номинальный размер стороны ячейки, мкм	Номинальный диаметр проволоки, мкм	Количество отверстий на линейном дюйме, число меш	Живое сечение (доля площади отверстий), %
004	40	30	363	32,7
0045	45	36	314	30,9
005	50	36	295	33,8
0056	56	40	265	34,0
0063	63	40	247	37,4
0071	71	50	210	34,4
008	80	50	195	37,9
009	90	60	170	36,0

Номер сетки	Номинальный размер стороны ячейки, мкм	Номинальный диаметр проволоки, мкм	Количество отверстий на линейном дюйме, число меш	Живое сечение (доля площади отверстий), %
01	100	60	154	39,1
0112	112	80	132	34,0
0125	125	80	124	37,2
014	140	90	110	37,0
016	160	100	98	37,9
018	180	120	85	36,0
02	200	120	79	39,1
0224	224	120	74	42,4
025	250	120	69	45,6
028	280	140	60	44,4
0315	315	160	53	44,0
0355	355	160	49	47,0
04	400	160	45	51,0
045	450	200	39	47,9
05	500	260	34	44,4
056	560	260	31	47,8
063	630	300	27	45,9
07	700	300	25	49,0
08	800	300	23	53,0
09	900	400	20	47,9
1	1000	400	18	51,0

Таблица 4.5

Размеры отверстий сит в соответствии с международными и национальными стандартами

ISO-565		ГОСТ 6613–86	DIN 4178 (ФРГ) 1977	ASTM (США)	British Standart	ASTM E-11-70 (США)
*R*20/3	*R*20					
Размер отверстий					Число отверстий в дюйме	
мкм		мм	мкм			
–	20	–	20	–	–	–
–	25	–	25	–	–	–
–	28	–	28	–	–	–
32	32	–	32	–	–	–
–	36	–	–	–	–	–
–	40	0,040	40	38	400	400
45	45	0,045	45	45	350	325
–	50	0,050	53	53	300	270
–	56	0,056	–	–	–	–
63	63	0,063	63	63	240	230
–	71	0,071	71	75	200	200
–	80	0,080	80	–	–	–
90	90	0,090	90	90	170	170

ISO-565		ГОСТ 6613-86	DIN 4178 (ФРГ) 1977	ASTM (США)	British Standart	ASTM E-11-70 (США)
*R*20/3	*R*20					
Размер отверстий					Число отверстий в дюйме	
мкм		мм	мкм			
–	100	0,100	100	106	–	–
–	112	–	112	–	–	–
125	125	0,125	125	125	120	120
–	140	–	140	150	100	100
–	160	0,160	160	–	–	–
180	180	–	180	180	85	80
–	200	0,200	200	212	70	80
–	224	–	224	–	–	–
250	250	0,250	250	250	60	60
–	280	–	280	300	52	52
–	315	0,315	–	–	–	–
355	355	–	355	355	44	45
–	400	0,400	400	425	36	40
–	450	–	450	–	–	–
–	500	0,500	500	500	30	35
–	560	–	560	600	25	30
–	630	0,630	630	–	–	–
–	710	–	710	710	22	25
–	800	0,80	800	850	18	20
–	900	–	900	–	–	–
–	1000	1,00	1000	1000	16	18

В США характеристика сеток принята в мешах и выражается количеством отверстий на одном линейном дюйме (25,4 мм). Чтобы определить размер отверстий сетки d в свету, пользуются формулой d = 12,7N, где N — номер сита в мешах. В системе сит США за основу принято базовое отверстие с размером ячейки 0,074 мм, а остальные размеры ячеек получаются путем умножения или деления базового числа на так называемый модуль основной серии, равный $\sqrt{2}$ = 1,414. Для меньшего интервала между сетками используют модуль дополнительного ряда: $\sqrt[4]{2}$ = 1,189. В промышленности выпускаются сетки с минимальным размером ячеек 30 мкм.

Непосредственно ситовой анализ проводят по ГОСТ 183118–73, согласно которому 50-граммовую навеску пропускают через набор сит, расположенных одно над другим. Укрепленный на специальном приборе (ротапе) набор сит приводится во вращательно-колебательное движение со скоростью 30±15 об/мин (при одновременном его встряхивании вдоль оси с частотой 180±10 ударов в минуту). После 15- или 30-минутного рассева собранные с каждого сита фракции взвешивают с точностью 0,01 г и определяют массовое содержание каждой фракции в процентах относительно общей массы анализируемой пробы. Размеры ячеек современных наборов сит выбираются согласно рекомендуемым рядам предпочтительных чисел. Такие ряды представляют собой десятичные ряды геометрической прогрессии со знаменателем, являю-

щимся модулем набора сит. В России по ГОСТ 8031–84 рекомендуются основные ряды предпочтительных чисел со следующими знаменателями: для ряда $R5$ — $\sqrt[5]{10}$ = 1,5849 ≈ 1,6; для ряда $R10$ — $\sqrt[10]{10}$ = 1,2589 ≈ 1,25; для $R20$ — $\sqrt[20]{10}$ = = 1,1120 ≈ 1,12; для $R40$ — $\sqrt[40]{10}$ = 1,0593 ≈ 1,06. Существенным недостатком ситового анализа является ограничение размера отверстий сеток до 30–40 мкм, поэтому очень мелкие порошки не поддаются ситовому анализу.

Принцип седиментационного анализа основан на различной скорости оседания твердых частиц неодинакового размера в вязкой среде (жидкости или газе) при ламинарном движении частиц. Этот метод может быть рекомендован для частиц размером 0,5–40 мкм [6].

Для определения формы частиц наиболее широко используют методы оптической и электронно-лучевой микроскопии. При микроскопическом анализе в качестве образца берут навеску порошка (3 г) с добавкой нескольких капель диспергирующей жидкости (воды, спирта, кедрового масла и т. д.), помещают навеску на предметное стекло и наблюдают ее под микроскопом при соответствующем увеличении.

Дисперсность порошков может быть охарактеризована также их удельной поверхностью $S_{уд}$, т. е. суммарной поверхностью всех частиц, составляющих единицу массы или объема порошка. Характерные значения величины удельной поверхности керамических порошков составляют от 0,01 до 100–200 м^2/г. Удельная поверхность является одной из важнейших характеристик керамических порошков, поскольку все процессы с участием твердых фаз начинаются на их поверхности и активируются с ее развитием в соответствии с законом действующих масс.

Наиболее распространенные методы определения величины удельной поверхности керамических порошков — измерение проницаемости на приборах Товарова, Дерягина; адсорбционные статические методы Брунауэра, Эммета, Теллера (БЭТ) и адсорбционные динамические методы газовой хроматографии, разработанные Институтом катализа СО РАН. Эти методы могут быть использованы и для определения удельной поверхности абразивных порошков.

Для измерения удельной поверхности в диапазоне 0,01–1000 м^2/г при минимальной поверхности навески порошка (приблизительно 0,05 м^2/г) применяют метод тепловой десорбции. Достаточно подробно методы измерения удельной поверхности порошков описаны в работе [9]. В табл. 4.6 приведены в качестве сравнительного примера результаты измерения различными методами удельной поверхности порошков некоторых классов материалов.

Приближенное значение $S_{уд}$ порошков может быть рассчитано по формуле $S_{уд} = 6/l\rho_k$, где ρ_k — плотность материала; l — среднеповерхностный диаметр частиц. Концентрацию частиц в единице массы $N_м$ или в единице объема N_v можно подсчитать по формулам $N_м = S^3_{уд}\rho^2_k / 36\pi$; $N_v = \left(S^3_{уд}\rho^3_k / 36\pi\right)(1 - p)$. Максимально возможная величина удельной поверхности $S_м$ (м^2/моль) или S_{mm} (м^2/г), соответствующая случаю, когда твердое вещество раздроблено до состояния молекул, может быть рассчитано по формулам

$$S_м = fN^{1/3}(M/\rho_k)^{2/3};\ S_{mm} = f(N/M)^{1/3}\rho_k^{-2/3},$$

где f — коэффициент формы молекул; N — число Авогадро; M — молекулярная масса; ρ_k — истинная плотность вещества.

Таблица 4.6

Сопоставительные результаты определений удельной поверхности тонко- и ультрадисперсных порошков различных материалов по данным разных исследователей

Материал, из которого приготовлены порошки	Удельная поверхность, измеренная разными методами, м$^{-1}$						
	по Товарову	по Дерягину	по низкотемпературной адсорбции	по сорбции паров	по данным микроскопического анализа	по данным седиментационного анализа	по теплоте смачивания
Сажа ацетиленовая	–	–	64,5	–	55,9*	–	–
Сажа ламповая	3,0	35,0**	27,3–29,3	27,1*****	23,5–39,0*	–	–
Сажа активированная	9,6	74,0**	79,0	7,9*****	27,4*	–	–
Вольфрам	0,01	0,011***	0,3	–	0,01	–	–
Полистирол	0,161 0,027	0,27*** 0,048****	0,3 –	–	0,25 0,067	0,2 0,051	–
Алюминий	2,3	14,2***	–	–	–	–	–
Каолин	1,95	28,3***	40–63	–	–	0,9	30–50
Бентонит	–	80,0***	240	–	–	–	250
Графит	–	64,0****	130	110******	–	–	19–30
Карбид кремния	0,24	0,22	0,13	–	–	–	–

* — по данным электронной микроскопии; ** — при глубоком разрежении; *** — при стационарном режиме; **** — при нестационарном режиме; ***** — адсорбция бензола; ****** — адсорбция метилена.

Весьма важное влияние на свойства абразивных материалов и инструментов оказывает форма зерен. Различают три группы качественного абразивного зерна по форме: изометричное, мечевидное и пластинчатое. Форма зерна зависит от способа измельчения абразивного материала и характеризуется отношением его длины к ширине и толщине и коэффициентом формы $К_ф$. Характеризуемая этими параметрами, в табл. 4.7 показана форма шлифзерна нормального электрокорунда зернистостью 40 в зависимости от метода дробления и измельчения.

Абразивные материалы в зерне (шлифматериалы) производят путем разбивки блоков и слитков, полученных в электротермических печах плавильных

Таблица 4.7

Зависимость формы и строения зерна нормального электрокорунда (зернистость 40) от способа дробления

Агрегат для дробления	Строение зерна, %		Форма зерна (длина : ширина : толщина)	$К_ф$
	Монокристаллы и плотные агрегаты	Агрегатные зерна		
Валковая дробилка	53,0	45,5	1,44 : 1 : 0,7	0,477
Стержневая мельница	69,7	29,3	1,44 : 1 : 0,72	0,615
Бегуны	84,1	14,4	1,38 : 1 : 0,75	0,726

цехов, на куски крупностью 300–400 мм с последующим их измельчением и разделением на фракции различной крупности в цехах производства шлифматериалов.

4.2. Основы теории измельчения

Измельчением принято называть процесс увеличения удельной поверхности порошков измельчаемых материалов [4].

Выбор наиболее эффективных измельчителей и установок для измельчения, а также технология помола должны учитывать физические и химические процессы, происходящие в помольных устройствах.

Крупность частиц порошковых материалов определяется степенью их дисперсности. Важнейшими характеристиками степени дисперсности порошковых материалов служат их удельная поверхность, т. е. поверхность частиц, отнесенная к единице массы S_w или объема S_v, и размер части d. Очевидно, что $S_v = \rho_k S_w$, где ρ_k — плотность измельчаемого материала. По величине удельной поверхности может быть рассчитан среднеэффективный диаметр частиц порошка d. Если принять, что частицы имеют форму шара, то

$$S_v = \pi d^2/(1/6\pi d^3) = 6/d; \quad S_w = 6/\rho_k d.$$

В общем случае $S_v = 2\gamma/d$, где γ — фактор формы. По мере увеличения степени дисперсности концентрация частиц $[N]$ возрастает: $[N] = S^3 f$, где f — фактор поверхности, зависящий от кристаллической структуры поверхностных слоев, обычно $f = 1-1{,}5$.

Гранулометрический состав порошка наиболее полно характеризуется кривой или гистограммой плотности распределения частиц по размерам. В простейшем случае такая кривая характеризуется двумя параметрами: математическим ожиданием и дисперсией, т. е. моментами первого и второго порядков. Экспериментально установлено, что распределение частиц в порошке по размерам, как правило, случайно, поэтому кривая распределения описывается уравнениями функции распределения случайных величин. В достаточно мелкодисперсных порошках вид этой функции может быть аппроксимирован, например, уравнением закона больших чисел (нормальное распределение)

$$f(X) = 1/\left(\sqrt{2\pi D}\right)e\left[(x - a)^2/2\right],$$

где a — математическое ожидание распределения (размер частиц преобладающей фракции); D — дисперсия; x — размер частиц, относительное содержание которых в порошке равно $\varphi(x)$.

В большинстве случаев вид кривой распределения может значительно отклоняться от функции нормального распределения. Однако существуют методы, с помощью которых по двум-трем точкам на кривой распределения можно рассчитывать всю кривую [4].

Общей и наиболее удобной характеристикой порошков, особенно весьма тонких, может служить величина удельной поверхности, которая поддается непосредственному измерению различными методами.

В теории измельчения главной задачей служит установление количественной зависимости между степенью дисперсности материала, которая оценива-

ется либо приростом удельной поверхности ΔS, либо гранулометрическим составом, и энергией, затраченной на разрыв химических связей твердого тела при измельчении A_2. Такое определение соответствует уравнению измельчения, предложенному Риттингером: $A_2 = K_R \Delta S$, где K_R — работа, затраченная на увеличение единицы поверхности конкретного материала.

Однако хрупкому разрушению материала предшествуют пластическая и упругая деформации. Только после предельно упругого деформирования материала становится возможным его хрупкое разрушение. Работа A_1, затраченная на предельно упругое деформирование, согласно уравнению Кирпичева—Кика пропорциональна объему разрушаемого тела V: $A_1 = K_k V$, где K_k — работа, необходимая для предельно упругого деформирования вплоть до разрушения единицы объема твердого тела.

Следовательно, общее уравнение энергетических затрат, требуемых для хрупкого разрушения, можно представить в виде суммы энергий, необходимых на хрупкое разрушение в процессе предельно упругого деформирования и прироста поверхности:

$$A = A_1 + A_2 = K_k V + K_R \Delta S. \quad (4.1)$$

Из уравнения (4.1) следует, что предельно упругое деформирование и хрупкое разрушение твердых тел представляют собой процесс перехода работы внешних сил в потенциальную энергию поверхности. В координатах (A, S) (рис. 4.1) точка, описывающая этот процесс, по мере увеличения работы на пластическую и упругую деформации будет перемещаться по ординате $S_1 - 1$ и значение затраченной энергии A_1 будет соответствовать энергии предельно упругого сопротивления твердого тела:

$$A_1 = K_k V = \sigma_k^2 V / 2E,$$

где E — модуль упругости; σ_k — предел прочности материала, или предельно упругое напряжение, при котором наблюдается его разрушение, т. е. разрыв химических связей в материале.

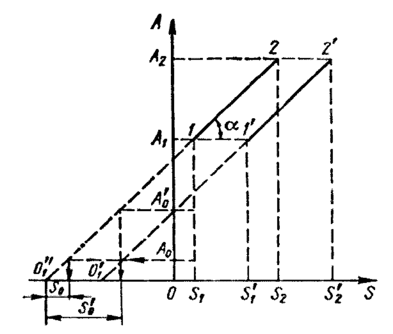


Рис. 4.1. Энергетическая диаграмма измельчения в координатах (энергия A, поверхность S)

Повышение запаса внутренней энергии характеризуется точками A_0 и A'_0, а также возрастанием поверхности от S_0 до S'_0 в процессе пластической деформации.

Дальнейшее увеличение энергии от A_1 до A_2 приводит к увеличению удельной поверхности тела от S_1 до S_2 по прямой в соответствии с уравнением Риттингера. Из приведенного графика следует, что

$$A_2 - A_1 = \operatorname{tg}\alpha(S_2 - S_1),$$

где $\operatorname{tg}\alpha = (A_2 - A_1)/(S_2 - S_1) = K_2$ характеризует прочностные свойства материала, так как чем выше α и $\operatorname{tg}\alpha$, тем выше энергетические затраты на разрушение материала при образовании одинаковой поверхности.

Таким образом, тангенс угла наклона прямой в координатах (A, S) связан со свойствами материала.

При выборе более совершенного типа измельчителя точка I (см. рис. 4.1) смещается в положение точки I', что свидетельствует (при одинаковых энергетических затратах) о большей удельной поверхности или о том, что при образовании одной и той же поверхности работа, затраченная на предельно упругое деформирование, у более совершенного измельчителя меньше. Это явление, приводящее к выводу о том, что свойства материала зависят от выбора типа измельчителя, на самом деле объясняется физическими явлениями, сопровождающими упругое, упругопластичное, пластичное деформирование и хрупкое разрушение твердых тел. Экспериментально установлено, что прочность реальных твердых тел значительно меньше их теоретической прочности:

$$\sigma = K\sqrt{E\gamma / a},$$

где $K \approx 1$ — коэффициент; E — модуль упругости; γ — удельная поверхностная энергия; a — параметр кристаллической решетки.

Это несоответствие вызвано, как известно, тем, что реальные кристаллические тела имеют многочисленные микродефекты и искажения кристаллической решетки, которые обусловливают сопротивление сдвиговым напряжениям не всей кристаллической плоскости, а лишь небольшой доли атомов этой плоскости. Сопротивление разрушению в таких местах соответствует теоретической прочности, в то время как средняя прочность по сечению образца может быть во много раз меньше.

Известно, что дефекты являются слабейшими местами в твердом теле и источниками возникновения поверхности разрушения, начиная с микротрещин в местах скопления дефектов (дислокаций или вакансий).

Заостренная клинообразная форма трещин приводит к переменному значению поверхностной энергии, уменьшающейся от широкого основания трещины к узкой ее части. Это изменение объясняется тем, что по мере приближения молекул поверхности разрушения друг к другу свободная энергия поверхности ненасыщенных межмолекулярных сил убывает вследствие их насыщения. При снятии нагрузки происходит самосмыкание трещин (т. е. уменьшение свободной энергии) на величину, зависящую от ее ширины и свойств материала, а выделяющаяся энергия "исчезнувшей поверхности" переходит в тепловую. При этом разрушение материала не происходит. Если же скорость приложения нагрузки в циклах нагрузка—разгрузка выше скорости смыкания

трещины, то раз возникшая трещина не смыкается, а распространяется со скоростью звука, вызывая хрупкое разрушение и образование новой поверхности. Таким образом, затраченная различными измельчителями работа на предельно упругое деформирование фактически одна и та же. Однако при использовании измельчителей малой удельной мощности (т. е. работы, передаваемой единице измельчаемого материала в единицу времени) общие энергетические затраты на образование поверхности при усталостном разрушении материала возрастают. Это связано с тем, что при большой скорости циклов нагрузка—разгрузка большинство трещин не успевает сомкнуться. Подтверждением изложенного служит сравнение работы вращающихся мельниц с вибрационными. В вибромельницах выход мелких фракций значительно больше, чем во вращающихся, именно благодаря тому, что частота приложения небольших по величине нагрузок в первом случае намного выше, чем во втором. Кроме того, из приведенных рассуждений также следует, что первый член правой части уравнения измельчения (4.1) описывает процесс в области довольно грубых фракций, а второй — в области тонких, когда энергетические затраты на прирост поверхности значительно выше энергетических затрат, расходуемых на предельно упругое деформирование.

Другим методом повышения эффективной мощности измельчителя является применение поверхностно-активных веществ (ПАВ). Если в процессе предельно упругого деформирования в микротрещины проникнут посторонние молекулы, которые в результате адсорбции экранируют межмолекулярные силы, действующие на поверхности микротрещин, то смыкания их не произойдет или произойдет только частично. После снятия нагрузки при повторном нагружении размер трещины увеличивается, затем процесс повторяется вплоть до возникновения разрушающей трещины. Необходимым условием успешного выбора (ПАВ) является хорошее смачивание дисперсионной средой измельченного материала, так как при плохом смачивании молекулы дисперсионной среды не будут достаточно глубоко проникать в микротрещины измельчаемого материала.

4.3. Кинетика измельчения

В процессе измельчения отношение удельной поверхности порошка S в данный момент измельчения к удельной поверхности этого порошка с предельными размерами частиц S_m стремится к единице, т. е. $\lim S/S_m \to 1$ при $\tau \to 0$. Ввиду того что энергия, затраченная на увеличение поверхности материала, ограничена величиной W_m, то при отношении $S/S_m = 1$ значения dS и dW равны нулю. Отсюда следует, что $dW = Kd(1 - S/S_m)$, где K равен общей плотности энергии ε, умноженной на КПД измельчителя K_1, т. е.

$$dW = K_1 d\varepsilon(1 - S/S_m).$$

Однако в общем случае, согласно данным А.И. Августинника, каждый тип измельчителя имеет ограниченную плотность энергетических затрат:

$$W_m = A / dX_m^3,$$

где d — постоянная; X_m — наименьший размер частицы, который может быть получен в данном измельчителе.

Если уравнение энергетических затрат

$$A = K_k \sigma_k^2 V / 2E + K_R \Delta S$$

представить в виде $A = bx^3 + cx^2$, где b и c — постоянные величины, то $W = b + c/(dX_m)$, откуда

$$X_m = c/(W_m - b). \quad (4.2)$$

Разделив переменную величину с учетом уравнения (4.2), получим

$$K_1 d\varepsilon = [b/(1 - S/S_m) + c/(1 - S/S_m)]dS. \quad (4.3)$$

Интегрируя уравнение (4.3) в пределах от S_0-исходной удельной поверхности до S-удельной поверхности, полученной при плотности энергетических затрат w, имеем

$$K_1 \Delta\varepsilon = b \ln S/S_0 + (b + cS_m)\ln((S_m - S_0)/(S_m - S)). \quad (4.4)$$

Из полученного общего уравнения измельчения (4.4) следует, что зависимость $S = f(\Delta\varepsilon)$ существенно отличается для больших, малых и средних S и при наложении этих процессов зависимость S от A не является прямолинейной. При грубом помоле, когда S_m значительно меньше S и S_0, величины $(S_m - S_0)$ / $(S_m - S) \approx 1$ и $K\Delta\varepsilon \approx b \ln (S/S_0)$ фактически отражают только энергетические затраты на упругие деформации (закон Кирпичева—Кика). При $S_0 << S << S_m$ (среднетонкое измельчение) $K\Delta\varepsilon \approx c(S - S_0)$, что выполняется с экспериментальной точностью для закона Риттингера, т. е. аналогично ему. В более широком диапазоне дисперсностей при $S >> S_0$ в уравнении (4.4) можно пренебречь первым слагаемым, тогда

$$K'\Delta\varepsilon = \ln((S_m - S_0)/(S_m - S)), \quad (4.5)$$

или еще более приближенно

$$S = -S_m[1 - \varepsilon^{K\varepsilon}].$$

При условии постоянства режима измельчения, что имеет место в процессе работы с однотипными измельчителями в одинаковом режиме, плотность энергетических затрат может быть выражена как $\Delta\varepsilon = N\tau/V$, где N — мощность измельчителя; τ — время измельчения; V — объем измельчаемого тела, который не меняется в процессе измельчения.

Поскольку при соблюдении постоянства режима измельчения в уравнение (4.5) входит независимой переменной только τ, то это уравнение можно представить в виде

$$K_2 \tau = \ln((S_m - S_0)/(S_m - S)), \quad (4.6)$$

которое является уравнением процесса первого порядка и может быть выведено исходя из общих представлений о составлении таких уравнений в химической кинетике, а величина K_2 может быть принята константой скорости измельчения в данных условиях протекания процесса. Уравнение (4.6) наиболее часто используется в технологии керметов, где в основном применяются тонкие и сверхтонкие порошки. Это уравнение экспериментально проверялось при обработке опытных данных по кинетике измельчения разных материалов профессором А.И. Августинником. Зависимость скорости измельчения удельной поверхности $dS/d\tau$ от времени τ представлена на рис. 4.2.

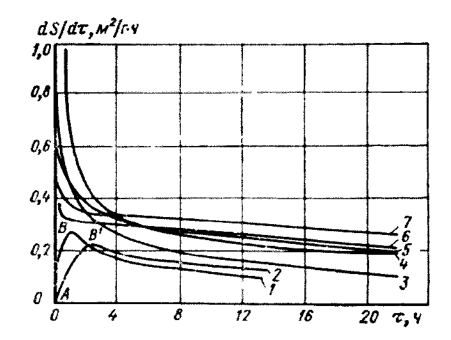


Рис. 4.2. Зависимость скорости изменения удельной поверхности $dS/d\tau$ от времени измельчения τ при помоле в вибрационной мельнице различных материалов:

1 – титан металлический; *2* — никель металлический; *3* — карбид ниобия; *4* — оксид циркония (IV); *5* — карбид кремния; *6* — карбид циркония; *7* — корунд

Для различных материалов (см. табл. 4.2) были вычислены значения K_2 как тангенс угла наклона прямых, построенных в координатах ($dS/d\tau$, S), а S_m — как отрезок абсциссы, отсекаемой этими прямыми. Значения $dS/d\tau$ определялись методом графического дифференцирования кривых $S(\tau)$. Значение S_m — удельная поверхность, предельно достигаемая в данных условиях измельчения, — оказалось равным 4,5–5 м²/г. Сопоставление величины K_2 с некоторыми механическими и теплофизическими свойствами измельчаемых веществ иллюстрирует зависимость скорости измельчения от свойств материалов (табл. 4.8). Эта таблица и рис. 4.1 и 4.2 показывают зависимость изменения удельной поверхности и скорости измельчения от времени; по этим данным

Таблица 4.8

Сопоставление константы скорости измельчения K_2 со значениями некоторых свойств

Материал	$K_2 \cdot 10^5$, $с^{-1}$	$a \cdot 10^{-3}$, Дж/м²	$\alpha \cdot 10^6$, $К^{-1}$	$\sqrt{U^2} \cdot 10$, нм	G, ГПа	H_μ, ГПа	Удельная поверхностная энергия, Дж/моль
Ti	7,2	16–20	8,5–9,0	0,149	38,7	1,05–1,057	35,62
Ni	8,64	10–17	13,8–10,8	0,113	75,0	0,80–1,60	37,71
NbC	13,12	4,8–2,7	6,5–10,6	0,076	119,46	20,0–25	59,92
ZrO_2	16,04	–	7,3–8,1	–	70,0–90,0	9,5–12,0	68,72
SiC	19,91	1,12–1,59	5,68–7,0	–	120	33,0	71,23
ZrC	21,61	1,1–1,4	6,74	0,074	123,6	29,5	83,80
Al_2O_3	24,66	1,0–1,2	6,0–6,2	0,065	153,0	25,0	90,09
С (алмаз)	7,88	1,0	–	0,042	250,0	100	116,0

можно сделать вывод о том, что, несмотря на большую твердость (25,0–30,0 ГПа), хрупкие материалы (NbC, ZrO_2, ZrC, Al_2O_3) разрушаются быстрее, чем пластичные материалы (никель и титан). Такой вывод объясняется тем, что сопротивление хрупкому отрыву у металлов выше, чем у оксидов и карбидов. У никеля и титана в первые моменты измельчения скорость прироста поверхности возрастает, что соответствует снижению предела хрупкости при наклепе (см. рис. 4.2, участки *AB* и *AB'*). В этот период полезная энергия измельчителя тратится в основном на деформацию до предельно упругого состояния. Уменьшение прироста поверхности и скорости измельчения $dS/d\tau$ с течением времени соответствует снижению концентрации дефектов в каждой частице материала с уменьшением ее размеров и повышением способности к релаксации напряжений (т. е. рассеянию упругой энергии в частицах меньшего размера). При этом чем выше пластические свойства вещества, т. е. чем выше их способность к изменению межатомных расстояний без разрыва химических связей (которая характеризуется такими величинами, как ударная вязкость, коэффициент линейного расширения, среднеквадратичное тепловое смещение атомов в узлах решетки или амплитуда тепловых колебаний $\bar{u}^2$), тем ниже значение K_2, т. е. при прочих равных условиях вещество измельчается хуже. Наоборот, чем выше значение модуля сдвига у вещества, тем выше K_2.

Пластическая деформация в кристаллах материала происходит в процессе сдвига по плоскости спайности, т. е. чем выше значение модуля сдвига, тем бóльшие усилия требуются на пластическую деформацию и тем скорее работа приложенной нагрузки компенсируется энергией разрыва химических связей, т. е. энергией вновь образованной поверхности. Такая связь между измельчаемостью веществ и их свойствами позволяет практически оценивать пригодность различного типа измельчителей для каждого вещества. Чем выше значения K_2 и S_m, тем выше скорость измельчения и значение удельной поверхности, достигаемое за определенное время измельчения. В каждом отдельном случае на основании знаний физических свойств вещества можно выбрать такой тип измельчения, скорость приложения нагрузки при котором выше скорости релаксации напряжений. Чем более пластичен материал, тем выше должна быть скорость приложения нагрузки, т. е. последняя должна быть выше скорости релаксации напряжений. Эта величина с учетом КПД измельчителя характеризуется значением константы скорости измельчения K_2. С другой стороны, чем выше твердость и жесткость связей измельчаемого вещества, тем выше должна быть энергия соударения шаров с измельчаемым материалом. Эта величина характеризуется значением S_m.

4.4. Характеристика измельчительных аппаратов

В зависимости от конструкции измельчителей оптимальная степень дисперсности исходного и конечного продуктов помола различны. Ориентировочно зоны дисперсности измельчения делят на крупную, среднюю, мелкую, тонкую и сверхтонкую.

Ниже приведены основные характеристики помольных агрегатов, которые разделены на группы по принципу механического действия на измельчаемый материал.

1. Измельчители с самоустанавливающимися или жесткозакрепленными непосредственно соприкасающимися мелющими телами применяются главным образом для дробления, т.е. весьма грубого измельчения. Измельчение производится раздавливанием и истиранием с малыми скоростями движений мелющих тел. Такие измельчители применяются для измельчения и перемешивания вязких смесей с твердыми компонентами. Крупность продукта измельчения колеблется от 0,2 до 5 мм. Производительность меняется в зависимости от сухого (0,3–10 т/ч) или мокрого (до 30 т/ч) измельчения. Удельный расход энергии – от 1 до 5 кВт·ч/т. К этому классу относятся измельчители грубого помола: бегуны, щековые, конические и валковые дробилки с регулируемым зазором между измельчающими поверхностями.

2. Измельчители с незакрепленными мелющими телами, перемещающимися в помольной камере под действием сил тяжести или центробежных сил, применяются для среднего и тонкого измельчения. Чем выше скорость движения мелющих тел, тем меньше размер измельченных частиц и тем выше удельный расход энергии. К этому типу измельчителей относятся шаровые, стержневые, трубные, триконические и гравитационные мельницы. Оптимальный размер продуктов измельчения 0,05–0,5 мм. Производительность 0,1–10 т/ч. Удельный расход энергии 3–7 кВт·ч/т.

3. Измельчители с жестко- или шарнирно закрепленными мелющими телами, между которыми может быть регулируемый зазор, характеризуются высокими скоростями движения мелющих тел. Измельчение производится ударом или раздавливанием. В зависимости от конструкции они могут применяться для грубого и тонкого измельчения на очень твердых материалах. К таким типам измельчителей относятся: среднеходовые шаровые и роликовые мельницы, отражательные дробилки, а также вращающиеся отражательные мельницы, молотковые дробилки и дезинтеграторы.

4. Вибрационные измельчители, применяемые только для тонкого и сверхтонкого измельчения очень твердых материалов. Измельчение происходит в основном при усталостном разрушении измельчаемого материала. Оптимальный размер продуктов измельчения 0,5–60 мкм. Удельный расход энергии 10–70 кВт·ч/т. Производительность 10^{-5}–10^{-2} т/ч.

5. Измельчители с одним неподвижным мелющим телом — пневматические отражательные мельницы, мельницы взрывного действия — применяются для тонкого измельчения мягких материалов. Измельчение производится путем удара частиц, движущихся с большой скоростью (200–250 м/с), о жесткое препятствие.

6. Измельчители мокрого помола без мелющих тел, применяемые для сверхтонкого измельчения. Измельчение происходит при виброкавитационном воздействии на частицы, находящиеся в жидкости. К таким измельчителям относятся виброколлоидные мельницы, в которых при помощи вращающихся дисков, валков, зубчатых колес и других механических приспособлений, движущихся в жидкости, возбуждаются виброкавитационные гидравлические удары. Эти высокочастотные колебания (1–10^3 Гц) давлений приводят к разрушению измельчаемых материалов. Такие измельчители отличаются низкой производительностью и небольшой энергонапряженностью. В настоящее время созданы экспериментальные измельчители, в которых высокочастотные колебания дав-

ления вызываются электрическим разрядом в жидкости, вследствие чего производительность установок резко возросла. Наиболее эффективно их применение при помоле крупных брикетов, например, после их синтеза до размеров частиц 0,1–5 мм.

7. Измельчители сухого помола без мелющих тел, применяемые для сверхтонкого измельчения, т. е. когда продукты измельчения имеют размеры не более 60 мкм, как правило, менее 5 мкм. В производстве абразивов они могут использоваться для измельчения отдельных неокисляющихся компонентов, например оксидов. Измельчение происходит в процессе ударного разрушения измельчаемых частиц друг о друга. К этому типу измельчителей относятся струйные мельницы, в которых через тангенциально расположенные сопла вводится измельчаемый материал вместе с газом или воздухом под давлением 0,6–1,0 МПа.

8. Измельчители, работающие по принципу распыления измельчаемого материала в жидком состоянии. Для этой цели используются пламя горелок и форсунок, плазменные и электродуговые горелки. В процессе измельчения материал расплавляется и разбрызгивается либо центробежной силой, либо давлением горячей газовой струи, скорость которой часто превышает звуковую, либо испаряется и конденсируется на холодной поверхности.

9. Электроэрозионные измельчители, принцип действия которых основан на использовании теплового воздействия искрового разряда, испаряющего на микроучастках материал, осаждающийся на дно сосуда. Измельчение производится в непроводящих ток жидкостях.

10. Ультразвуковые измельчители и смесители применяются в основном для измельчения и перемешивания сравнительно небольших количеств материалов в лабораторных условиях. Измельчение и перемешивание производятся при генерировании в жидкости импульсных ультразвуковых вибраций.

В производстве абразивов одновременно используются два-три типа измельчителей, например: для грубого измельчения (дробления) — валковые или щековые дробилки с регулируемым зазором, для тонкого — шаровая (или стержневая) барабанная мельница и для сверхтонкого — вибрационная мельница.

При изготовлении абразивов приходится иметь дело с весьма твердыми материалами часто повышенной чистоты, поэтому рабочие поверхности валков или щековых дробилок футеруют твердыми сплавами типа ВК или ТК, а вибрационных и шаровых мельниц — резиной. Измельчающие тела изготовляют из твердого сплава, который помимо высокой твердости обладает большой плотностью и, следовательно, большей измельчающей способностью, поскольку при увеличении энергии каждого удара значение S_m в уравнении (4.6) увеличивается и, соответственно, увеличивается S при данном τ.

Производственные испытания показали, что сверхтонкий размол вольфрама, карбида вольфрама, оксидов алюминия и циркония протекает значительно интенсивнее в вибромельнице, чем в шаровой. Так, например, в шаровой мельнице в одном из частных случаев удельная поверхность вольфрама после 3 ч помола увеличилась с 0,1 до 0,12 м^2/г, а в вибрационной за это же время — с 0,1 до 0,42 м^2/г, т. е. более чем в три раза. В то же время для тонкого измельчения шаровые мельницы экономически оказываются более эффективными. Это можно проиллюстрировать сравнением зависимости стоимости помола

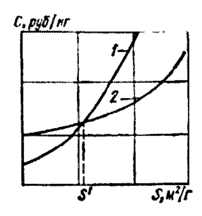


Рис. 4.3. Характер изменения стоимости C единицы массы продукта измельчения в зависимости от его дисперсности S в шаровой мельнице (*1*) и в вибрационной мельнице (*2*)

одного и того же материала от степени дисперсности продукта измельчения. На рис. 4.3 показано, что в случае использования как шаровой, так и вибрационной мельниц стоимость единицы массы продукта повышается с увеличением его дисперсности, однако до степени дисперсности S' эффективней применять шаровую мельницу. Для сверхтонкого помола, имеющего наиболее важное значение при получении однородных смесей и интенсификации процессов спекания, наиболее перспективны вибрационные мельницы, поэтому целесообразно установить оптимальные условия их использования.

Эффективность применения вибрационных мельниц определяется соответствием между диаметрами барабана и мелющих тел, амплитудой колебаний и крупностью исходного материала. Практика показала, что увеличение степени дисперсности продуктов измельчения в вибрационных мельницах снижается при увеличении размеров частиц исходного материала. Поэтому в этом случае размер частиц исходного материала не должен превышать 0,1–1 мм. Прирост удельной поверхности измельчаемых материалов линейно увеличивается с увеличением частоты колебаний (до 1300–1400 колебаний в минуту) и логарифма амплитуды колебаний $S = an + b$, м²/г, где a и b — постоянные коэффициенты, n — частота колебаний, или $S = C\lg B + d$, м²/г, где C и d — также постоянные коэффициенты, B — амплитуда колебаний. Следовательно, при бóльших частотах и меньших амплитудах интенсивность измельчения выше, чем при больших амплитудах и малых частотах. Это связано с тем, что измельчение в вибромельницах происходит за счет усталостного разрушения измельчаемого материала. Чем меньше промежуток времени между воздействием измельчающих тел на материал, тем меньше возможность релаксации напряжений в нем. Таким образом, частота колебаний имеет первостепенное значение для получения сверхтонких порошков. На рис. 4.4 показано, что увеличение амплитуды колебаний A выше 1–2 мм мало сказывается на приросте удельной поверхности, в то время как увеличение частоты колебаний приводит к существенному ее увеличению. Путем систематических исследований М.А. Моргулис показал, что наиболее подходящей формой мелющих тел является шаровая. Применяются шары диаметром 8–20 мм, набор которых загружается в вибромельницу до 0,3–0,4 ее объема; 0,4–0,5 объема мельницы занимает материал с дисперсионной средой, так что общий объем загрузки вибромельницы составляет 0,75–0,8. Отношение масс шаров, материала и дисперсионной среды составляет (5–7) : 1 : 1.

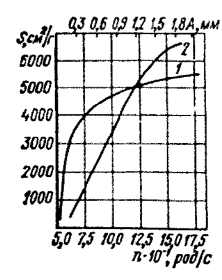


Рис. 4.4. Влияние амплитуды A (*1*) и частоты колебаний n (*2*) при измельчении на прирост удельной поверхности измельченного материала S

Если необходимо иметь средний размер продуктов измельчения более 10–15 мкм, то следует применять

сухой помол, так как в этом случае производительность вибромельниц выше, чем при мокром измельчении. В случае более тонкого измельчения средний размер продуктов измельчения 1—0,1 мкм можно получить только применяя жидкие дисперсионные среды. Это можно объяснить тем, что применение поверхностно-активных жидких сред особенно эффективно лишь при сравнительно высоких значениях удельной поверхности измельчаемого материала, поскольку, как это было показано в работах П.А. Ребиндера, при сухом помоле может происходить значительная агрегация мелких частиц. Мокрый помол применяют также для предохранения тонкоизмельченных материалов (металлов, карбидов, боридов, нитридов и силицидов) от окисления.

В качестве поверхностно-активных добавок в каждом отдельном случае необходимо выбирать такую, которая хорошо смачивает измельчаемый материал и способствует стабилизации суспензии измельчаемого материала в дисперсионной среде. К таким добавкам относятся: сульфитно-спиртовая барда, лейконол, олеиновая кислота, а также натриевые соли органических и фосфорной кислот.

Поверхностно-активные вещества добавляют в очень ограниченных количествах, массовая доля которых составляет 0,1—0,5 %, но не более 2 %; при этом лучше добавлять их по частям, например по одной трети общего количества в начале, в середине и в конце помола.

Снижение температуры помола путем охлаждения корпуса мельницы жидким азотом или сухим льдом (CO_2) в смеси с ацетоном способствует увеличению интенсивности размола и возможности одновременного измельчения и перемешивания материала с замороженными термопластичными связками. В большинстве случаев к охлаждению корпуса не прибегают, так как выделяющаяся при измельчении теплота в достаточной мере отводится потоком воздуха.

4.5. Технологические схемы производства шлифовальных материалов

Весь комплекс операций, связанный с измельчением и классификацией выплавленного абразива в целях получения шлифматериалов, представляет собой отдельный технологический процесс. В этом процессе можно выделить следующие основные операции: 1) крупное (дробление), среднее, тонкое и сверхтонкое измельчение; 2) обогащение химическими методами или магнитной сепарацией для удаления примесей железа и других элементов, накопленных в процессах измельчения материала; 3) рассев абразивных порошков по фракциям и гидравлическая классификация.

Рассматриваемые ниже технологические схемы производства шлифовальных материалов разработаны во ВНИИАШе под руководством Е.П. Феофилактовой.

Принципиальная схема участка дробления представлена на рис. 4.5. В соответствии с приведенной схемой крупные куски абразивного материала из цеха электроплавки грейферным краном подаются в бункер *1* щековой дробилки *7* простого или сложного качания, питаемой пластинчатым питателем *8*. После щековой дробилки получается продукт крупного дробления, который подается элеватором *2* в бункер среднего дробления. При среднем дроблении в качестве измельчителя используются конусные *6* и валковые дробилки с электровибрационным питателем. Далее измельченный материал транспортируется через бункер для мелкого дробления на вибрационный грохот *4*, где

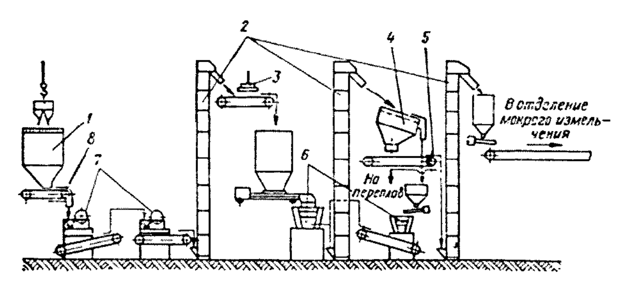


Рис. 4.5. Принципиальная схема участков крупного, среднего и мелкого дробления:

1 — приемный бункер; *2* — элеватор; *3* — магнитная шайба; *4* — вибрационный грохот; *5* — ленточный конвейер с магнитным шкивом; *6* — дробилки конусные; *7* — дробилки щековые; *8* — пластинчатый питатель

происходит рассев, после которого подрешетный продукт поступает для более тонкого измельчения, а надрешетный возвращается обратно в конусную дробилку *6*. Все операции крупного, среднего и мелкого дробления осуществляются сухим способом. Установлено, что наибольшая эффективность мелкого дробления достигается при наименьшем содержании фракции крупностью менее 2 мм. Регулировка выхода фракции менее 2 мм осуществляется путем изменения отношения b/d, где b — размер разгрузочного отверстия дробилки, d — размер отверстий сит на грохоте, стоящем после мелкого дробления.

Наибольшая эффективность грохочения (95—98 %) достигается при установке на грохот сеток с размером отверстий, превышающим предел заданной крупности продукта. Например, при подаче на измельчение фракций −10 и −20 мм устанавливаются сита с размером отверстий 15 и 25 мм соответственно.

В табл. 4.9—4.11 показана крупность измельчаемых продуктов некоторых абразивных материалов при использовании различных типов дробилок по данным Е.П. Феофилактовой с сотрудниками.

Таблица 4.9

Крупность продуктов дробления куска абразивных материалов в щековых дробилках

Вид абразивного материала	Тип дробилки	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Производительность, т / ч	Содержание фракций крупности (мм), %					
				+200	−200...+100	−100...+50	−50...+25	−25...+10	−10
Электрокорунд									
белый	ЩКД-7	140	24	45	45,8	31,4	6,3	7,1	9,4
нормальный	ЩКД-6	120	15–20	35,7	49,2	10,5	–	4,6	4,6
хромистый	ЩС-60х90	60	19–22	–	–	43,3	38,3	12,5	5,9
Карбид кремния	ЩС-60х90	100	38	–	–	27,0	5,0	2,0	66,0

Таблица 4.10

Крупность продуктов дробления куска абразивных материалов в конусных дробилках

Вид абразивного материала	Тип дробилки	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Производительность, т/ч	Содержание фракции крупности (мм), %				
				–75...+50	–50...+30	–30...+10	–10...+5	–5
Электрокорунд:								
белый	КСД-1200Б	27	20	10,3	52,5	20,6	9,3	7,3
нормальный	КСД-1750Б	34	26	78,9	8,2	7,0	5,9	5,9
хромистый	КСД-1200Б	30	20	3,2	50,3	16,8	7,0	22,7
Карбид кремния	КСД-1200А	10	32	–	33,5	8,5	6,0	52,0
		8	24	–	12,6	5,0	3,3	79,1

Таблица 4.11

Характеристика продуктов мелкого дробления и грохочения

Абразивный материал	Тип дробилки	Ширина разгрузочного отверстия, мм	Размер отверстия на грохоте, мм	Продукт	Содержание фракции крупностью (мм), %			
					+10	–10...+5	–5...+2	–2
Электрокорунд:								
белый	КМД-1200	7	10	Разгрузка дробилки	20,3	34,8	23,5	21,4
	КМД-1200	7	10	Надрешетный	90,2	9,5	0,2	0,7
	КМД-1200	7	10	Подрешетный	2,4	41,2	29,3	27,1
нормальный	КМД-1750	8	13	Разгрузка дробилки	65,2	12,2	8,5	14,1
	КМД-1750	8	13	Надрешетный	89,5	6,0	0,2	4,3
	КМД-1750	8	13	Подрешетный	15,1	46,5	21,7	16,7
хромистый	КМД-1200	12	14	Разгрузка дробилки	56,5	20,6	10,3	12,6
	КМД-1200	12	14	Надрешетный	100	–	–	–
	КМД-1200	12	14	Подрешетный	30,8	17,9	21,9	29,4
Карбид кремния	КСД-1200 КСД-1200	8	10	Разгрузка дробилки	17,6	3,3	15,1	64,0
	КСД-1200	8	10	Надрешетный	98,5	1,5	–	–
		8	10	Подрешетный	2,4	3,9	15,7	78,0

При крупном дроблении применяются щековые дробилки, при среднем — конусные дробилки типа КСД и при мелком — конусные дробилки типа КМД. Расход (износ) рабочих частей щековой дробилки составляет 1060, 530, 115 и 110 кг при переработке 1000 т куска нормального, хромистого, белого корундов и карбида кремния соответственно. При работе конусных дробилок расход рабочих частей значительно меньше, но тенденция примерно сохраняется: расход металла — 214, 80, 30 и 50 кг на 1000 т переработанного куска нормального, хромистого, белого корундов и карбида кремния соответственно.

Грубое, среднее и тонкое измельчение. Принципиальные схемы участков измельчения абразивных материалов для получения шлифзерна и шлифпорошков представлены на рис. 4.6. Как видно из схем, при измельчении (см. рис. 4.6) продукт (фракция 10–20 мм) дозатором из бункера *1* подается в стержневую мельницу *14* с одновременной подачей воды. Измельченный материал в пульпе через элеватор *2* и реечный классификатор направляется на грохот *3*. После грохота надрешетный продукт возвращается снова в мельницу, а подрешетный поступает во второй реечный классификатор и там обезвоживается. Сливы с классификаторов подаются на обезвоживание и дальнейшую переработку.

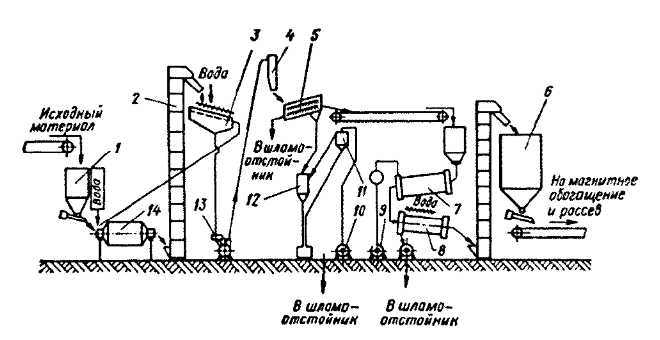


Рис. 4.6. Принципиальная схема аппаратурного оформления процесса измельчения абразивных материалов на шлифзерно и шлифпорошки:

1 — бункер для исходного материала; *2* — элеватор; *3* — грохот вибрационный; *4* — разгрузитель; *5* — реечный классификатор; *6* — бункер для измельченного материала; *7*, *8* — сушильный и охладительный барабаны; *9* — дымосос; *10* — водокольцевая машина; *11* — ловушка; *12* — ресивер; *13* — насос; *14* — стержневая мельница

Выход шлифматериалов после операций измельчения показан в табл. 4.12. Как видно из табл. 4.12, выход шлифзерна из куска зависит от технологии измельчения и рассева, которой определяется выход самой крупной фракции. Различают рассев по схемам 160; 125; 63 и 50. В заводских условиях эффективность процесса измельчения в стержневой мельнице характеризуется отношением $D_{ср}/d_{ср}$, где $D_{ср}$ — средний диаметр загруженных в мельницу частиц, $d_{ср}$ — диаметр частиц, выгружаемых из мельницы после измельчения. Чем больше $D_{ср}/d_{ср}$, тем эффективней происходит измельчение в течение одного и того же отрезка времени.

Отношение содержания зерновой фракции от минус 2000 до плюс 160 мкм к содержанию фракции от минус 160 до плюс 63 мкм в продукте разгрузки мельницы также характеризуется специальным коэффициентом K. В табл. 4.13 приведены значения K в зависимости от отношения $D_{ср}/d_{ср}$ для некоторых абразивов.

Массу мелющих тел (стержней) q обычно связывают с часовой производительностью мельницы Q соотношением q/Q. Влияние этого соотношения на крупность измельченного материала показано в табл. 4.14. На практике при

Таблица 4.12

Выход шлифзерна и шлифпорошков для различных абразивных материалов

Схема рассева	Абразивный материал	Массовая доля шлифзерна от куска, %	Шлифзерно различной зернистости от куска, мас. %							Массовая доля шлифпорошка от куска, %	Шлифпорошок различной зернистости от куска, мас. %					
			160	125; 100	80; 63	50	40; 32	25; 20	16		12	10	8	6	5	4
160	Электрокорунд нормальный	69	5	18	20	13	22	15	7	9,6	31	23	22	18	4	2
	Карбид кремния черный	87	8	28	25	10	15	9	2	8,0	49	30	19	11	–	–
125	Электрокорунд нормальный	67	–	14	26	13	26	14	7	9,9	21	25	20	18	8	8
50	Электрокорунд белый	66	–	–	–	17	46	29	8	10,0	47	29	14	10	–	–
	Карбид кремния зеленый	63	–	–	–	9	50	32	9	13,0	47	27	16	10	–	–

Таблица 4.13

Значения K в зависимости от отношения $D_{ср}/d_{ср}$

Абразивный материал	$D_{ср}/d_{ср}$	K
Электрокорунд нормальный	2,18	5,26
	3,64	4,32
	4,37	2,63
	4,60	2,33
Карбид кремния	5,10	1,80
	3,79	2,43
	2,06	2,54

Таблица 4.14

Влияние отношения q/Q на фракционный состав измельченного белого электрокорунда при плотности пульпы, равной 75–80 % (по объему)

q/Q	Фракция в измельченном продукте, мас. %			K
	+0,50 мм	–0,50...+0,16 мм	–0,16 мм	
1/0,65	53,6	32,0	14,4	2,26
1/1,00	58,7	30,0	11,3	2,70
1/1,10	61,1	27,8	11,1	2,50
1/1,20	61,6	25,6	12,8	2,10

измельчении абразивных электрокорундовых материалов применяют отношение $q/Q = 1/1$ при Т/Ж = 1,2/1.

Мокрое измельчение. На стадии крупного и среднего дробления электрокорунда до крупности частиц, обеспечивающей выпуск шлифовальных материалов зернистостью 160 4, применяется мокрое измельчение. Технологическая схема аппаратурного оформления мокрого измельчения, обезвоживания и сушки готового шлифматериала электрокорунда показана на рис. 4.7а. Согласно приведенной схеме фракция электрокорунда менее 25 мм подается горизонтальным конвейером *1* и *2* в бункер *3*, а затем вибрационным питателем *5* в стержневую мельницу *4* при одновременной подаче в нее воды под давлением примерно 0,3 МПа. Мелющими телами в стержневой мельнице *4* являются стержни диаметром 75–120 мм и длиной 2250–2300 мм, изготовляемые из стали ШХ15. Мельница работает в замкнутом цикле с грохотом мокрого рассева *7*, производящим грохочение на фракции 2000 и 1600 мм. Измельченный материал вместе с водой (пульпа) подается на грохот *7* элеватором *6*. Фракции менее 1600 или менее 2000 мм (по заданному режиму) подаются в камерный насос *8*, который транспортирует пульпу в реечный классификатор *12* для обезвоживания, которое осуществляется за счет естественного стока шламов в шламоотстойник, соединенный с вакуум-системой, состоящей из водокольцевой машины *15*, ресивера *10*, гидравлического затвора *9* и ловушки *13*.

Обезвоженный материал (пески классификатора) ленточными конвейерами *16*, *17* и *18* подается в бункер *19*, откуда поступает в сушильный барабан *22*, отапливаемый природным газом. Из сушильного барабана материал поступает в холодильный барабан *20*. Температура поступающего в холодильный барабан материала составляет 220 °С, а температура отходящих газов — 170–200 °С. В холодильном барабане *20* шлифматериалы охлаждаются путем орошения барабана снаружи водой из специальных устройств "брызгал" *21*. Охлажденный шлифматериал элеватором *23* подается в бункер *24*, откуда вибрационным питателем *31* и ленточным конвейером *25* транспортируется в элеватор на операцию магнитного обогащения. Вода после ее использования для охлаждения барабана *20* (отработанная вода) откачивается в шламоотстойник насосом *35*, а охлажденные газы из холодильного барабана очищают на аспирационной установке *34*.

После сушки и охлаждения электрокорундовый шлифовальный материал из бункера *24* вибрационным питателем *31* (см. рис. 4.7а) и ленточным элеватором *1* (рис. 4.7б) подается в бункер *2* и затем на магнитный сепаратор *3*, из которого магнитный материал поступает в бункер *4*, а немагнитный электрокорундовый материал подается ленточными конвейерами *5* и *6* на грохот *7* для предварительного рассева. После грохота *7* получаются четыре фракции: надрешетный материал (следы грохота) более 1600 или 2000 мкм подается по конвейеру *15* на доизмельчение в стержневые мельницы; фракции 630–1600 или 630–2000 мкм поступают в бункер *9а* (см. рис. 4.7б); фракция 315–630 мкм поступает в бункер *9б*, а фракция менее 315 мкм — в бункер *9в* (см. рис. 4.7б). Затем фракция 630–1600 мкм (или 630–2000 мкм) из бункера *9а* вибрационным конвейером *10* подается на валковый магнитный сепаратор *12*, после чего немагнитный электрокорундовый материал поступает в бункер *13*, а затем на грохот *14* для рассева фракции 630–1600 мкм (или 630–2000 мкм) на фракции

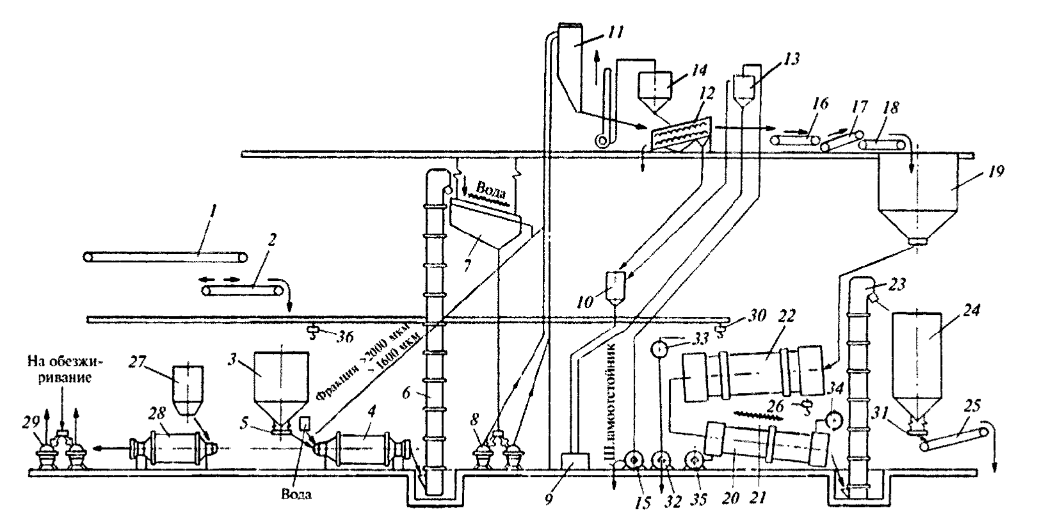


Рис. 4.7а. Схема аппаратурного оформления шлифматериалов нормального электрокорунда (процессы измельчения, обезвоживания и сушки):

1, 2 — горизонтальные конвейеры; *3* — бункер; *4* — стержневая мельница; *5* — вибрационный питатель; *6* — элеватор; *7* — грохот мокрого рассева; *8* — камерный насос; *9* — гидравлический затвор; *10* — ресивер; *11* — бункер; *12* — классификатор; *13* — ловушка; *14* — бункер; *15* — водокольцевая машина; *16—18* — ленточные конвейеры; *19* — бункер; *20* — холодильный барабан; *21* — брызгалы; *22* — сушильный барабан; *23* — элеватор; *24* — бункер; *25* — ленточный конвейер; *26, 30, 36* — электротали; *27* — бункер; *28* — стержневая мельница; *29* — камерные насосы замещения; *31* — вибрационный питатель; *32* — дымосос; *33, 34* — аспирационная установка; *35* — насос

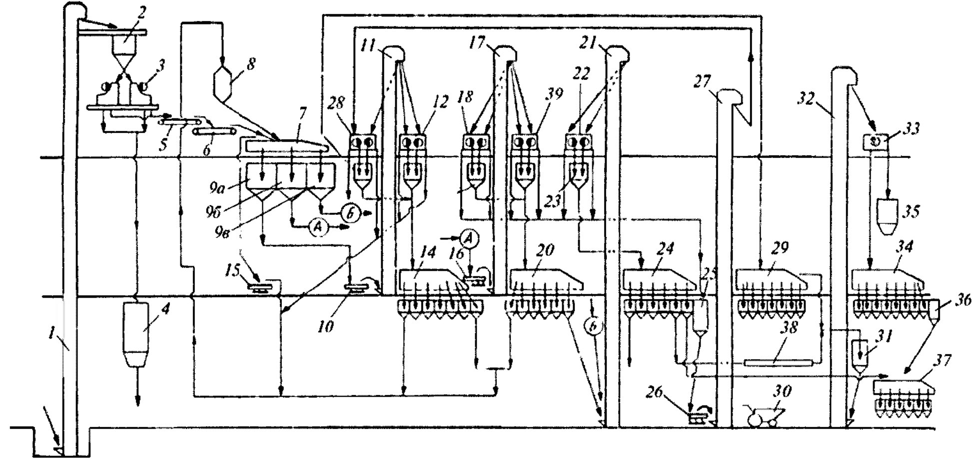


Рис. 4.7б. Схема аппаратурного оформления шлифматериалов нормального электрокорунда участка магнитного обогащения и рассева по [7]:

1, 5, 6 — ленточные конвейеры; *2, 13, 19, 23, 25, 31, 35, 36* — бункер; *3, 28* — магнитный сепаратор; *4* — бункер для накопления магнитного материала; *7, 14, 20, 24, 29, 34, 37* — грохот; *8* — емкость для измельченного материала; *9а, 9б, 9в* — бункеры для измельченного электрокорунда 630–1600 (или 630–2000 мкм), 315–630 и менее 315 мкм соответственно; *10, 15, 16* — вибрационный трубчатый конвейер; *11, 17, 21, 27, 32* — ленточный элеватор; *12* — валковый магнитный сепаратор; *18* — валковый электромагнитный сепаратор; *22* — валковый сепаратор; *26, 38* — трубчатый конвейер; *30* — кюбель; *33* — сепаратор; *39* — электромагнитный сепаратор

зернистостью 160, 125, 100, 80, 63 (марка 14А). Слабомагнитный материал поступает на доизмельчение в стержневые мельницы. Фракция 316–630 мкм из бункера *9б* вибрационным конвейером *16* и ленточным элеватором *17* подается на валковый электромагнитный сепаратор *18* и *39* (см. рис. 4.7, *б*). Немагнитный материал после магнитной сепарации поступает в бункер *19* и затем на грохот *20* для рассева и получения зернистостей 63, 50, 40, 32 (марка 14А).

Фракция менее 315 мкм из бункера *9в* подается ленточным элеватором *21* на валковый сепаратор *22*, а затем немагнитный материал магнитной сепарации поступает в бункер *23* и на грохот *24* для рассева с получением зернистостей 25, 20, 16 и материала фракции 63–160 и менее 63 мкм. Для магнитной сепарации используют сепараторы моделей 2ЭВС-15/80, обеспечивающие содержание магнитного материала в шлифзерне марки 14А не более 6 %, ЭВС-36/50 — не более 5 % и ЭВС-15/80 — не более 3 %.

Слабомагнитные материалы валковых магнитных сепараторов *18*, *22*, *39* подаются в бункер *25* для дальнейшей переработки и получения из них шлифзерна электрокорунда марки 13А.

Фракции менее 900, менее 700, менее 350 мкм и брак по рассеву и содержанию магнитного материала подаются пневмотранспортером *8* на грохот предварительного рассева для повторной переработки, а рассеянное шлифзерно 160–16 поступает в бункеры рассева.

Рассев шлифматериалов электрокорунда зернистостей 50–16 марки 13А производится следующим образом: слабомагнитные материалы магнитных сепараторов *18*, *22*, *39* из бункера *25* конвейером *26* и элеватором *27* подаются на валковый магнитный сепаратор *28*, а затем немагнитный материал сепарации поступает на грохот *29* для рассева и получения зернистостей 50–16 (марка 13А) и фракции менее 160 или менее 120 мкм. Рассеянный шлифматериал зернистостей 50–16 поступает в кюбель *30* (для каждой зернистости свой кюбель) и передается затем в бункеры готовой продукции. Фракции менее 160 или менее 120 мкм поступают в бункер *31* и затем используются в производстве шлифматериалов зернистостей 12–6, а магнитный материал выводится из схемы.

При рассеве шлифпорошков электрокорунда зернистостей 12–6 (марка 14А) исходными для рассева являются фракции 63–160 мкм, которые по вибрационному трубчатому конвейеру *38* поступают в бункер *31*, а затем ленточным элеватором *32* подается на магнитный сепаратор *33*, после которого немагнитный материал направляется на грохот *34* для рассева с получением порошков зернистостей 12–6 (марка 14А) и фракции менее 63 мкм. Магнитный материал сепарации поступает в бункер *35*, откуда передается в отделение плавки нормального электрокорунда для обмазки изложниц и других цеховых нужд.

Для рассева шлифпорошков зернистостей 6–4 или 5–4 исходным материалом служит фракция менее 63 мкм, полученная на грохотах по рассеву шлифпорошков зернистостей 12–6 и шлифзерна зернистостей 25–16. При этом фракция менее 63 мкм подается из бункера *36* на грохот *37*, где происходит рассев на проволочных сетках с квадратными ячейками.

Шлифматериалы нормального электрокорунда должны по своим эксплуатационным показателям удовлетворять соответствующим техническим условиям (табл. 4.15).

Таблица 4.15

Эксплуатационные показатели качества шлифматериалов нормального электрокорунда по ОСТ 2МТ-5-84

Эксплуатационный показатель	Зернистость	Категории качества	
		первая	высшая
Разрушаемость, %, не более	125 25	54	52
Абразивная способность, г	12–8 6,5 4,0	0,046 0,036 0,027	0,051 0,040 0,030
Режущая способность, г/мин	М63 М50 М40 М28 М20 М14 М10 М7 М5	0,054 0,040 0,032 0,023 0,017 0,012 0,010 0,006 0,004	0,060 0,045 0,036 0,026 0,019 0,014 0,011 0,007 0,005

При производстве микропорошков (рис. 4.8) исходным материалом для измельчения служит зерно 50, 63, 80 или их смесь, которая измельчается в шаровой мельнице *1* с водой. Из шаровой мельницы измельченный материал самотеком идет в реечный классификатор *2* для разделения по размеру зерна ±63 мкм. Материал мельче 63 мкм подается в сгустительный конус *3* (где производится отстаивание для отделения мелких фракций) и оттуда поступает для химического обогащения, а слив конуса через отстойник — в канализацию. Фракция материала более 63 мкм (плюс 63 мкм) возвращается в шаровую мельницу на доизмельчение. В производстве микропорошков существенное значение на результат измельчения оказывают крупность исходного материала, отношение Т/Ж (плотность пульпы) и масса мелющих тел (шаров). В табл. 4.16–4.20 показано влияние этих параметров на зерновой состав и выход продуктов измельчения.

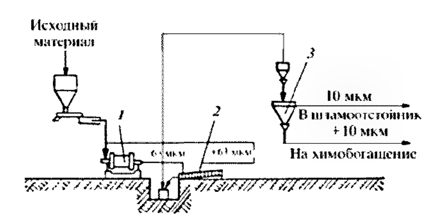


Рис. 4.8. Типовая схема аппаратурного оформления участка измельчения абразивных материалов на микропорошки:

1 — шаровая мельница, *2* — реечный классификатор; *3* — конус сгустительный

Таблица 4.16

Массовый выход микропорошков, характерный для различных абразивных материалов

Абразивный порошок	Доля от исходного, мас. %	Микропорошки различной зернистости, мас. %									
		М63	М50	М40	М28	М20	М14	М10	М7	М5	М3 и М1
Электрокорунд:											
белый	80	21,0	26,3	17,0	10,5	10,0	6,8	2,91	2,91	2,56	0,02
нормальный	72,5	5,0	12,0	19,0	18,0	15,0	11,0	9,0	7,0	4,0	–
Карбид кремния	71,0	17,8	33,9	14,1	15,2	8,7	7,3	2,58	0,45	–	–

Таблица 4.17

Влияние содержания фракции минус 40 мкм в исходном материале на результаты измельчения продукта минус 160 мкм белого электрокорунда на микропорошки при Q = 180 кг/ч и Т/Ж = 1/1

Содержание фракции –40 мкм в исходном материале, %	Зерновой состав в разгрузке мельницы, мкм		
	+63	–63...+40	–40
11,6	47,3	27,0	25,7
4,7	45,1	29,6	25,3

Таблица 4.18

Влияние крупности исходной крупки на выход шлифпорошков из различных абразивных материалов

Абразивный материал	Фракция, мкм	Исходная крупка, мас. %	Зерно различной крупности (мкм) в продукте измельчения, мас. %					
			100	80	63	50	40	–40
Карбид кремния *	–315	2,0	46,3	11,6	8,7	12,6	9,4	11,4
	–315	9,0	43,7	11,1	9,6	16,1	10,2	9,3
	–315	21,0	30,4	4,8	8,3	10,4	20,2	25,9
Электрокорунд белый **	–40, исходный продукт –160	11,6	–	–	47,3	–	27,0	25,7
		4,7	–	–	45,1	–	29,6	25,3

* При измельчении крупки карбида кремния Q = 180 кг/ч, Т/Ж = 2/1, а при измельчении электрокорунда белого Q = 180 кг/ч и Т/Ж = 1/1.

** Зерновой состав электрокорунда белого определен для фракций +63, –63, +40 и –40 мкм.

Таблица 4.19

Влияние плотности пульпы на содержание фракции минус 40 мкм в измельченном абразивном материале мельницы

Абразивный материал	Плотность пульпы, %	Фракции 40 мкм в измельченном продукте, мас. %
Карбид кремния	54	26
	71	14
	80	11
Электрокорунд белый	44	28
	53	25

Таблица 4.20

Влияние содержания фракции минус 315 мкм в исходном материале на результаты измельчения крупки карбида кремния на микропорошки при Q = 180 кг/ч и Т/Ж = 2/1

Содержание фракции –315 мкм в исходной крупке, %	Зерновой состав материала в разгрузке мельницы, %					
	100 мкм	80 мкм	63 мкм	50 мкм	40 мкм	–40 мкм
2,0	46,3	11,6	8,7	12,6	9,4	11,4
9,0	43,7	11,1	9,6	16,1	10,2	9,3
21,0	30,4	4,8	8,3	10,4	20,2	25,9

Таблица 4.21

Влияние массы мелющих тел (шаров) и крупности исходного материала на содержание фракции минус 40 мкм в измельченном продукте (Q = 180 кг/ч)

Абразивный материал	Параметры шаровой загрузки			Крупность исходного материала, мм	Фракция –40 мкм в измельченном продукте, мас. %	$D_{ср}/d_{ср}$ для верхнего предела крупности
	Масса, кг	Диаметр шаров, мм	Шары, мас. %			
Электрокорунд белый	1300	70–60	42	–160...+40	15,7	2,5
	1300	60–50	31	–160...+40	15,7	2,5
	1300	50–40	27	–160...+40	15,7	2,5
	1300	70–60	36	–160...+40	19,3	2,5
	1300	60–50	43	–160...+40	19,3	2,5
	1300	50–40	21	–160...+40	19,3	2,5
Карбид кремния	1600	70–60	47	–800...+400	17,7	13
	1600	60–50	47	–800...+400	17,7	13
	1600	50–40	6	–800...+400	17,7	13
	1600	70–60	5	–800...+400	22,0	13
	1600	60–50	86	–800...+400	22,0	13
	1600	50–40	9	–800...+400	22,0	13

Как видно из табл. 4.16–4.21, влияние исходной крупности материала, плотности пульпы и массы шаров более существенно сказывается на результатах измельчения карбида кремния по сравнению с белым электрокорундом.

По-видимому, это можно объяснить различными величинами отношений $D_{ср}/d_{ср}$ этих материалов: для крупки SiC с верхним пределом крупности это отношение равно 13, а для белого электрокорунда — 2,5 (см. табл. 4.21). Отсюда следует, что чем мельче исходный абразивный материал, тем процесс измельчения менее чувствителен к изменению режима, т. е. более стабилен.

Для получения микропорошков используют слив реечных классификаторов, режим работы которых определяет степень измельчения микропорошков. В табл. 4.22–4.24 показано влияние основных параметров режима работы классификаторов на зерновой состав их сливов.

Таблица 4.22

Влияние производительности мельницы на крупность частиц в сливе классификатора при измельчении карбида кремния (Т/Ж = 1/2,5)

Производительность мельницы, кг/ч	Зерно различной крупности в сливе классификатора, мас. %	
	–63...+40 мкм	–40 мкм
165	60	40
180	49	51
220	69	31

Таблица 4.23

Зависимость выхода фракции минус 40 мкм от содержания твердых частиц в сливе реечного классификатора при измельчении белого электрокорунда

Твердые частицы в сливе классификатора, мас. %	Фракция –40 мкм в сливе, мас. %
9–10	78–83
11–12	54–73
13–14	58–66
20–21	43–57

Таблица 4.24

Зависимость крупности в сливе классификатора от высоты порога реечного классификатора при измельчении нормального электрокорунда

Высота сливного порога классификатора, мм	Циркулирующая нагрузка, %	Продукт	Фракции различной крупности, мас. %		
			+63	–63...+40	–40
6	179	После разгрузки мельницы	46,4	19,0	34,6
	179	Слив классификатора	8,3	22,8	68,9
	179	Отстой классификатора (пески)	67,6	17,0	15,4
12	197	После разгрузки мельницы	45,9	18,5	35,6
	197	Слив классификатора	6,1	17,9	76,0
	197	Отстой классификатора (пески)	66,1	18,9	15,0

Высота сливного порога классификатора, мм	Циркулирующая нагрузка, %	Продукт	Фракции различной крупности, мас. %		
			+63	-63...+40	-40
18	213	После разгрузки мельницы	41,9	22,4	35,7
	213	Слив классификатора	2,8	16,5	80,7
	213	Отстой классификатора (пески)	59,9	25,5	14,6

Анализ табл. 4.24 показывает, что можно увеличить содержание в сливе классификатора наиболее ценной фракции минус 40 мкм с 68,9 до 80,7 % (по массе), повышая высоту сливного порога в три раза. При этом существенного измельчения в фракционном составе отстоя не наблюдается. Вместе с тем изменение циркулирующей нагрузки в мельнице практически не оказывает влияния на зерновой состав измельченного продукта. Количество подаваемой в классификатор воды также существенно влияет на содержание в сливе фракции минус 40 мкм. Так, при снижении подачи воды с 1300 до 980 л/ч повышается содержание фракции минус 40 мкм карбида кремния в сливе от 48,3 до 73,4 %.

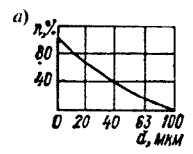
Наиболее характерные кривые распределения зернового состава микропорошков белого электрокорунда и зеленого карбида кремния показаны на рис. 4.9.

Магнитная сепарация. Операция магнитной сепарации предназначена для удаления из шлифматериалов магнитной составляющей и осуществляется в несколько стадий.

1. После операции мелкого дробления удаляются крупные ферросплавные включения из материала крупностью 10–12 мм перед поступлением его на дальнейшее измельчение. На этой стадии работают шкивные сепараторы при напряженности магнитного поля примерно $(0,44-0,53)10^5$ А/м.

2. После измельчения материала до крупности минус 2 или минус 6 мм удаляются магнитные включения средней крупности. Эта операция осуществляется на барабанных сепараторах.

3. Очистная магнитная сепарация, осуществляемая для выбранных групп зернистостей с помощью роликовых магнитных сепараторов, предназначена для окончательного удаления магнитных включений (ферросплавов, Fe, Fe_2O_3 и др.) в целях получения товарной продукции, отвечающей соответствующему ГОСТу.



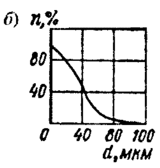


Рис. 4.9. Характеристика крупности измельчения *d* абразивных материалов при получении микропорошков (кривые распределения):

а — белый электрокорунд; *б* — зеленый карбид кремния (*n* — массовая доля измельченной фракции)

Напряженность магнитного поля сепараторов возрастает от первой стадии к третьей и достигает $(3{,}18-12)10^5$ А/м.

Основными параметрами, влияющими на технологию магнитной сепарации, служат напряженность магнитного поля, способ подачи материала в рабочее пространство сепаратора, а также производительность последнего и содержание магнитной фракции в исходном материале.

Оптимальную напряженность магнитного поля определяют расчетным путем, зная удельные магнитные восприимчивости кусков и частиц абразивного материала, содержащего включения магнитного компонента. Установлено, что для получения чистых шлифматериалов из электрокорунда нормального необходимо магнитное поле с напряженностью $0{,}8 \cdot 10^5$ А/м, а из карбида кремния примерно $1{,}2 \cdot 10^5$ А/м. В первом случае извлекаются сростки с массовым содержанием ферросплава 30,9 %, во втором — 6,3 %.

Различают верхний и нижний способы подачи материала на сепаратор. При верхней подаче материал подается на ролик через вибролоток, устраняющий сцепление между зернами. Для барабанных сепараторов предпочтительной является верхняя подача материала. Для основной магнитной сепарации белого, нормального и хромистого электрокорундов применяют мокрые барабанные сепараторы типа ПБМ 90/250 и БМСА-В770 и сухие магнитные сепараторы модели 206 БСЭ-П. Для основной магнитной фракции карбида кремния используют сухие магнитные сепараторы 206 БСЭ-П. Очистная магнитная сепарация нормального и хромистого электрокорундов, черного и зеленого карбида кремния производится на сепараторах типа 2ЭВС-15/80, а белого электрокорунда — на сепараторах ЭВС-В15/80. Технические характеристики барабанных и роликовых сепараторов приведены в табл. 4.25 и 4.26.

Показатели работы магнитных сепараторов типов ПБМ-90/250 (209-СЭ), 206-СЭ, 2ЭВС-15/80 (ЭРС-2) и ЭВС-В15/80 (ЭРС-3) представлены в табл. 4.27–4.31.

Таблица 4.25

Техническая характеристика барабанных сепараторов для основной сепарации абразивных материалов

Основные параметры	Тип сепаратора	
	ПБМ 90/250 (мокрый)	206 БСЭ-П (сухой)
Габариты барабана, мм:		
Диаметр	898	600
Длина	2490	485
Частота вращения барабана, об/мин	26	55–300
Число полюсов магнитной системы	6	25
Полюсный шаг, мм	–	50
Напряженность магнитного поля, Э (кА/м)	1200 (96)	1300 (105)
Подача материала	Нижняя	Верхняя
Производительность сепаратора, т/ч	130–180	До 20
Мощность электродвигателя, кВт	4,0	3,0
Габариты сепаратора (длина x ширина x высота), мм	3038 × 1700 × 1880	880 × 1260 × 1700
Масса сепаратора, кг	3180	586

Таблица 4.26

Техническая характеристика сухих роликовых сепараторов по данным Е.П. Феофилактовой

Основные параметры	Тип сепаратора		
	2ЭВС-15/80 (ЭРС-2)	ЭВС-В15/80 (ЭРС-3)	ЭВС-15/80 (ЭРС-4)
Индукционный ролик			
Количество, шт.	2	1	1
Длина, мм	800	800	800
Диаметр, мм	150	150	150
Частота вращения, об/мин	75	70	70
Полюсный шаг 2S, мм	7	2,5	7
Зазоры магнитной системы, мм:			
рабочий	10	8	8–10
хвостовой	2	2	2
Напряженность магнитного поля, Э (кА/м)	3000 (240)	16000 (1280)	14000 (1100)
Вибролоток			
Число колебаний в минуту	800	700	940
Амплитуда, мм	4	4	4
Питание катушек постоянным током			
Номинальная сила тока, А	1,6	6,6	6,6
Номинальное напряжение, В	220	220	220
Вид подачи материала	Нижняя	Верхняя	Нижняя
Производительность, т/ч	1,6	0,6–1,2	0,2–1,2
Мощность электродвигателя, кВт	4,25	4,25	4,8
Габариты сепаратора (длина × ширина × высота), мм	2000 × 1300 × 1800	2395 × 1515 × 2085	2130 × 1475 × 1520
Масса сепаратора, кг	2885	4760	5235

Таблица 4.27

Показатели работы барабанных сепараторов типа ПБМ-90/250 (209-СЭ) при сепарации шлифматериалов нормального электрокорунда

Продукт	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %
Исходный	100,00 100,00	1,18 0,73	100,00 100,0
Немагнитный	99,42 99,76	0,76 0,60	54,80 73,20
Магнитный	0,58 0,24	92,2 81,50	45,20 26,80

Таблица 4.28

Показатели работы барабанного сепаратора типа 206-СЭ при сепарации различных абразивных материалов

Вид продукта	Сепарируемый абразивный материал	Нормальный электрокорунд, %			Белый электрокорунд, %			Зеленый карбид кремния, %		
		Выход от операции	Содержание магнитного материала	Извлечение магнитного материала	Выход от операции	Содержание магнитного материала	Извлечение магнитного материала	Выход от операции	Содержание магнитного материала	Извлечение магнитного материала
Исходный	Зернистость	100.0	0,34	100,00	100,00	0,28	100,00	100,00	0,4	100,00
Немагнитный		99,77	0,20	58,7	99,61	0,02	7,1	99,2	0,05	12,5
Магнитный	160–63	0,23	60,5	41,3	0,39	67.10	92,9	0,8	44,0	87,5
Исходный	Зернистость	100,00	0,41	100,00	100,00	0,16	100,00	100,00	0,10	100,00
Немагнитный		99,81	0,26	63,80	99,76	0,016	10,0	99,95	0,05	50,00
Магнитный	50–16	0,19	78.20	36,20	0,24	60,20	90,00	0,05	93,5	50,00
Исходный	Фракция	100,00	0,41	100,00	100,00	0,18	100.0	100,0	0.40	100,0
Немагнитный		99,64	0,16	20,0	99,74	0.017	9,4	99,5	0,04	90,0
Магнитный	–160... +63 мкм	0,36	68,6	80,0	0,26	68,70	90,6	0,5	72,0	10,0

Таблица 4.29

Результаты магнитной сепарации различных абразивных материалов на индукционно-роликовом сепараторе 2ЭВС-15/80 (ЭРС-2)

Продукт	Нормальный электрокорунд						Зеленый карбид кремния		
	Класс +500 мкм			Класс –500 мкм					
	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %
Исходный	100,00 100,00 100,00	2,80 3,45 1,80	100,00 100,0 100,00	100,00 – 100,00	1,40 – 0,65	100.00 – 100.00	100.00 100.00 100.00	0,22 0,24 0,28	100.00 100,00 100,00
Немагнитный	97,16 96,94 98,90	0,50 1,30 0,75	22,00 36,60 57,30	96,70 – 99,00	0,40 – 0,38	27,70 – 58,00	98,30 97,90 96,20	0,13 0,13 0,13	58,3 52,9 44,60

Продукт	Нормальный электрокорунд						Зеленый карбид кремния		
	Класс +500 мкм			Класс 500 мкм					
	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %
Магнитный	2,87 3,06 1,10	64,00 71,40 49,60	78,00 63,40 42,70	3,30 – 1,00	30,70 – 28,00	72,30 – 42,00	1,70 2,10 3,80	5,40 5,40 4,10	41,7 47,10 55,40

Таблица 4.30

Показатели работы индукционно-роликового магнитного сепаратора типа 2ЭВС-15/80 (ЭРС-2) при сепарации хромистого электрокорунда

Вид продукта	Крупность исходного материала, мм	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %
Исходный	–0,5...+0,063	100,00	0,040	100,00
Немагнитный	–0,5...+0,063	99,93	0,014	35,10
Магнитный	–0,5...+0,063	0,07	36,20	64,90
Исходный	–1,25...+0,063	100,00	0,035	100,00
Немагнитный	–1,25...+0,063	99,95	0,012	34,30
Магнитный	–1,25...+0,063	0,05	28,20	65,70

Таблица 4.31

Показатели работы индукционно-роликового магнитного сепаратора типа ЭВС-15/80 (ЭРС-3) при сепарации шлифзерна белого электрокорунда

Вид продукта	Выход от операции, %	Содержание магнитного материала, %	Извлечение магнитного материала, %
Исходный	100,00 100,0	0,092 0,040	100,0 100,00
Немагнитный	97,61 95,23	0,014 0,008	16,90 15,30
Магнитный	2,39 4,77	3,20 0,710	83,10 84,70

Массовая доля потерь шлифматериалов с магнитной фракцией при использовании трехстадийного процесса магнитной сепарации составляет до 5 %.

В работе [9] предложен оригинальный способ магнитной сепарации с использованием бегущего магнитного поля. Работа такого сепаратора (рис. 4.10) состоит в том, что ферромагнитные частицы из поступающего шлифматериала

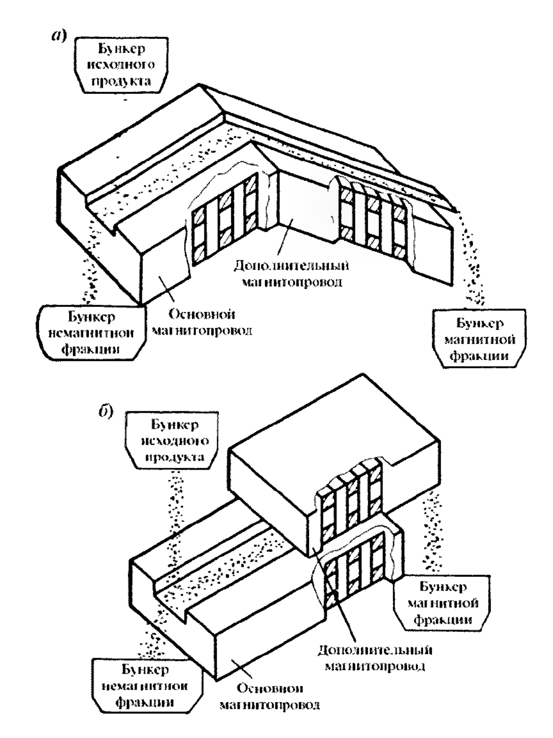


Рис. 4.10. Схема технологического процесса магнитного обогащения шлифматериала на сепараторе с бегущим магнитным полем с дополнительным магнитопроводом (*а*) и с дополнительным магнитопроводом, установленным над основным (*б*)

на наклонно установленный магнитопровод с обмоткой, питаемой трехфазным током, притягиваются магнитным полем, а неферромагнитные частицы шлифматериала скатываются вниз. Эксперименты, проведенные с применением такого способа магнитной сепарации авторами [9], показали, что применение бегущего магнитного поля наиболее эффективно для обогащения электрокорундовых порошков зернистостью минус 63 — плюс 20 мкм (табл. 4.32). Более мелкие порошки электрокорунда целесообразно подвергать кислотному обогащению.

Химическое обогащение. Задачей процесса химического обогащения служит увеличение содержания в шлифматериалах основного продукта путем удаления из него посторонних примесей химическими способами.

Таблица 4.32

Результаты обогащения абразивных порошков в бегущем магнитном поле

Материал	Размер фракций, мкм	Содержание магнитного материала, %			Выход обогащенного материала, %	Извлечение магнитного материала, %
		Исходный продукт	Магнитный продукт	Немагнитный продукт		
Хромотитанистый электрокорунд	–63...+50	0,170	63,0	0,044	98,8	74,2
	–50...+40	0,620	91,2	0,073	99,4	88,3
	–40...+28	0,320	69,8	0,041	99,6	87,2
	–28...+20	0,200	71,6	0,057	99,8	71,6
	-20...+14	0,100	38,1	0,062	99,9	38,1
	–10...+7	0,110	40,1	0,070	99,9	36,4
Зеленый карбид кремния	–125...+20	0,670	14,1	0,039	95,5	94,4
	–125...+100	0,350	5,2	0,040	94,0	89,3
	–100...+80	0,270	6,7	0,038	96,5	86,4
	–63...+50	0,430	19,7	0,036	98,0	91,8
	–50...+40	0,630	23,2	0,052	97,5	92,0
	–40...+20	1,300	43,5	0,085	97,2	95,7
Черный карбид кремния	80...+63	0,310	38,3	0,042	99,3	86,6
	–63...+50	0,490	44,8	0,042	99,0	91,5
	–50...+40	0,540	33,3	0,041	98,5	92,5

Химическому обогащению, за счет которого удаляются оксиды железа, частицы ферросплавов в электрокорунде, а также элементарный кремний и SiO_2, содержащиеся в карбиде кремния, подвергаются все абразивные материалы.

На рис. 4.11 приведена схема обогащения шлифзерна и шлифпорошков карбида кремния зеленого путем последовательно проводимых воздействий щелочей и кислот.

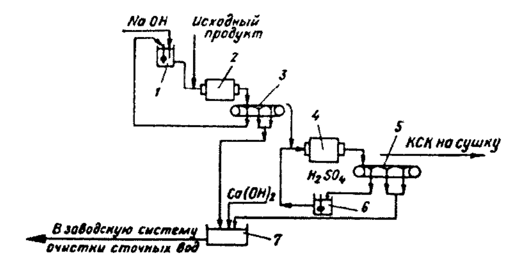


Рис. 4.11. Технологическая схема аппаратурного оформления участка химического обогащения шлифзерна и шлифпорошков карбида кремния:

1 — мешалка щелочного раствора; *2* - барабан щелочной обработки; *3, 5* — ленточные вакуум-фильтры; *4* — барабан кислотной обработки; *6* мешалка кислого раствора, *7* - нейтрализатор

Щелочной раствор (3–5 % NaOH) из мешалки *1* вместе с исходным продуктом (пески реечного классификатора) подается в барабан *2*. Щелочная пульпа (температура 353 К) из барабана *2* поступает в вакуум-фильтр *3*, где отмывается от остатков щелочного раствора и направляется в барабан *4* для кислотного обогащения (серная кислота 10 %-ной концентрации при температуре пульпы 353 К или смесь 5 %-ной серной и 2 %-ной плавиковой кислот при температуре пульпы 293 К). После кислотного обогащения продукт поступает на вакуум-фильтр *5*, где обогащенный продукт (так называемый КСК) отмывается горячей водой от кислоты и направляется на сушку, а из первой зоны фильтра фильтрат возвращается в мешалку *6* с рабочим раствором кислоты. Фильтраты кислоты и щелочи поступают в нейтрализатор *7*, в котором происходит их нейтрализация при перемешивании: в случае недостатка щелочи в нейтрализатор подается известковое молоко $Ca(OH)_2$.

В процессе щелочного обогащения порошков карбида кремния примеси Si и SiO_2 переходят в раствор по реакциям:

$$Si + 2NaOH \rightarrow Na_2SiO_3 + H_2;$$

$$SiO_2 + 2NaOH = Na_2O{\cdot}SiO_2 + H_2O.$$

Кинетика очистки порошковой фракции SiC от кремния при его содержании в исходном продукте в количестве 0,95 % (по массе) по данным [9] показана на рис. 4.12. Из рис. 4.12 видно, что при температурах 293 и 353 К степень извлечения кремния в течение 3 ч составляет 74,2 и 91,6 % соответственно, а при температуре 453 К уже за 15 мин кремний извлекается практически полностью.

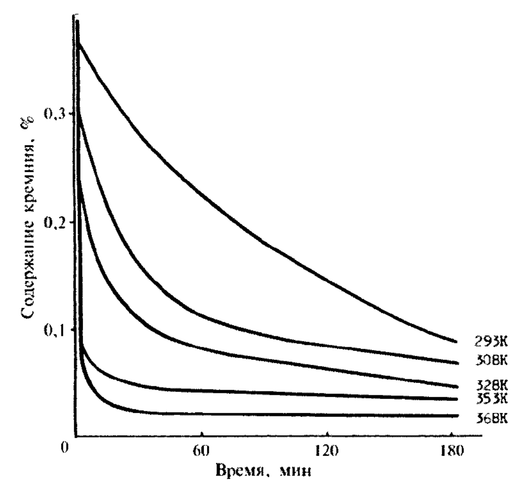


Рис. 4.12. Кинетика очистки карбида кремния от примеси кремния

Результаты анализа щелочного обогащения порошков SiC, проведенные в работе [9] и представленные в табл. 4.33 и на рис. 4.12, показывают, что определяющим фактором интенсивности удаления примесей Si и SiO_2 является температура щелочной обработки.

При этом концентрация щелочного водного раствора и время обработки при температуре не менее 373 К не оказывает существенного влияния на результаты обогащения.

Таблица 4.33

Извлечение поверхностных примесей Si и SiO_2 в зависимости от режимов щелочного обогащения по данным [9]

Режим обогащения				Содержание компонентов, %			Степень извлечения примесей, %	
С, г/л	*t*, К	Т/Ж	Время	SiC	Si	SiO_2	Si	SiO_2
50	373	1,0/1,5	180	98,24	0,08	1,39	99,2	22,8
150	373	1,0/1,5	60	98,22	0,06	1,32	99,4	26,7
150	333	1,0/1,5	180	97,81	0,08	1,63	99,2	9,5
150	373	1,0/0,5	180	98,2	0,04	1,26	99,6	30,0
69	340	1,0/0,7	84	97,56	0,17	1,57	98,3	12,8
150	503	1,0/1,0	120	98,46	0,02	0,93	99,8	48,4
250	503	1,0/1,0	120	98,43	0,01	0,73	99,9	59,5

На рис. 4.13 показана схема химического обогащения микропорошков электрокорундовых материалов. По этой схеме после измельчения в шаровой мельнице пульпа через слив классификатора, разделяющий зерно на фракции ±63 мкм, движется в двух направлениях: фракция плюс 63 мкм возвращается в мельницу, а пульпа, содержащая фракцию минус 63 мкм, насосом транспортируется в сгустительный конус, откуда слив идет в отстойник, а пески (отстой) самотеком поступают в аппарат химического обогащения *2* с одновременной подачей в него 5–8 %-ного раствора серной кислоты. Конструктивно аппарат химического обогащения оформлен в виде последовательных камер, связанных друг с другом аэролифтной перекачкой. При этом кислота подается в первую по ходу материала камеру, а во вторую — перегретый пар

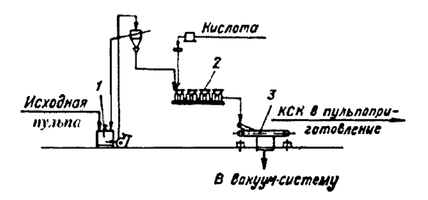


Рис. 4.13. Схема аппаратурного оформления участка химического обогащения электрокорундовых микропорошков:

1 – контактный чан; *2* – аппарат химического обогащения; *3* – вакуум-фильтр

для создания температуры в системе 323—343 К. Отношение Т/Ж в этом процессе колеблется в пределах 1/1—1/3. Из аппарата *2* пульпа поступает на вакуум-фильтр *3* для удаления кислотного раствора, а оставшийся продукт (КСК) промывается горячей водой от остатка кислоты и продуктов ее реакции.

Выбор количества камер аппарата химического обогащения осуществляется из расчета времени контакта обогащаемого материала с агрессивным агентом от 2 до 8 ч.

При кислотном обогащении особенно высокий эффект по данным [9] достигается при одновременном воздействии повышенной концентрации серной кислоты и температуры обрабатываемой пульпы (табл. 4.34, опыт 2).

В табл. 4.35—4.37 показано влияние температуры и плотности пульпы, перемешивания, концентрации реагентов, времени контакта обогащаемого материала с химическим агентом на качество готового продукта по данным Е.П. Феофилактовой с сотрудниками.

Таблица 4.34

Влияние режима кислотного обогащения на степень извлечения поверхностных примесей железа из шлифпорошка SiC зернистости 6, содержащего 1,08 % Fe и 98,0 % SiC

Номер опыта	Режим обогащения				Содержание, %		Степень извлечения железа, %	Примечание
	Концентрация H_2SO_4, г/л	Температура пульпы, К	Т/Ж	Время обогащения, мин	SiC	Fe		
1	20	363	1,0/1,5	180	98,91	0,13	88,0	Избыток кислоты 1,3
2	100	363	1,0/1,5	60	98,92	0,11	89,8	Избыток кислоты 6,0
3	100	303	1,0/1,5	180	98,90	0,17	84,3	Избыток кислоты 6,0
4	100	363	1,0/0,5	180	98,92	0,16	85,1	Избыток кислоты 3,0
5	36	315	1,0/0,7	84	98,85	0,15	86,5	Избыток кислоты 2,3

Таблица 4.35

Влияние температуры и времени обогащения шлифзерна и шлифпорошка зеленого карбида кремния 10 %-ной серной кислотой на состав получаемого продукта

Продукт	Тип обогатительного аппарата	Температура пульпы, К	Время конакта с кислотой, ч	Компонент, мас. %			Удаленные примеси, мас. %	
				SiC	Fe_2O_3	C	Fe_2O_3	C
Исходный	Конусный	353	6	98,04	1,17	0,28	–	–
Обогащенный		353	6	98,27	0,86	0,25	26,5	11,0
Исходный		353	6	98,05	0,76	0,56	–	–
Обогащенный		353	6	98,48	0,60	0,41	21,0	26,6
Исходный		353	6	98,21	0,81	0,34		
Обогащенный		353	6	98,52	0,55	0,32	32,0	6,0

Продукт	Тип обогатительного аппарата	Температура пульпы, К	Время конакта с кислотой, ч	Компонент, мас. %			Удаленные примеси, мас. %	
				SiC	Fe_2O_3	C	Fe_2O_3	C
Исходный (зернистость 40)	Барабанный	333	2	–	0,11	–	–	–
Обогащенный		333	2	–	0,10	–	10	–
Исходный (зернистость 10)		333	2	–	0,50	–	–	–
Обогащенный		333	2	–	0,17	–	66	–
Исходный (зернистость 6)		333	2	–	0,65	–	–	–
Обогащенный		333	2	–	0,23	–	63	–

Таблица 4.36

Влияние температуры и отношения Т/Ж на обогащаемость шлифпорошка зеленого карбида кремния зернистостью 6 смесью 2- и 3 %-ных плавиковой и серной кислот при различных соотношениях Т/Ж и температуре пульпы

Продукт	Температура пульпы, К	Т/Ж	Fe_2O_3, мас. %		Примечание
			в исходном материале	удаленного из материала	
Исходный	353	1/2	1,59	–	Контакт кислот с обогащенным материалом – 2 ч
Обогащенный	353	1/2	0,27	83,0	
Исходный	353	1/1	1,59	–	
Обогащенный	353	1/1	0,49	69,2	
Исходный	293	1/2	1,59	–	
Обогащенный	293	1/2	1,31	80,5	
Исходный	293	1/1	1,59		
	293	1/1	0,50	68,5	

Таблица 4.37

Результаты обогащения микропорошков электрокорундовых материалов в химическом аппарате, состоящем из шести камер

Электрокорунд	Т/Ж	Примеси в исходном продукте, мас. %	Температура пульпы, К	Примеси, мас. %		Температура пульпы, К	Примеси, мас. %	
				в твердой фазе	извлеченных растворителем		в твердой фазе	извлеченных растворителем
			2-я камера			6-я камера		
Белый	1/1	1,18	338	0,085	92,8	331	0,075	97,75
	1/4	1,22	321	0,100	91,0	331	0,079	95,50
Нормальный	1/1	2,1	293	0,300	85,8	–	–	–

Примечание. Обогащение микропорошков производилось в восьмикамерном аппарате в течение 7 ч.

В работе [9] установлено, что наиболее свободными от примесей SiO_2 и Fe_2O_3 являются шлифпорошки карбида кремния фракций минус 200 — плюс 80 мкм (рис. 4.14).

Рассев шлифзерна и шлифпорошков. Разделение шлифзерна по фракциям производится путем его рассева на ситах (грохотах) после обезвоживания, сушки и магнитной сепарации.

Типовая схема рассева шлифматериала представлена на рис. 4.15. В соответствии с приведенной схемой измельченный абразив поступает в бункер распределительного рассева, откуда подается специальными питателями (обеспечивающими равномерность подачи и распределения материалов) на грохоты, где происходит разбивка материала на ряд фракций, поступающих на рассев по зернистостям на окончательный рассев. Цель окончательного рассева получить материалы различных зернистостей, удовлетворяющих требованиям ГОСТ 3647–71. При этом каждая зернистость характеризуется предельной, крупной, основной, комплексной и малой фракциями. Задача операции распределительного рассева заключается в разделении материала с широким диапазоном крупности частиц на ряд узких фракций, которые далее поступают на рассев по зернистостям. При этом работа распределительного грохота должна обеспечивать наиболее полное извлечение фракций соответствующей крупности при минимальном включении в получаемые продукты других фракций. В настоящее время для рассева шлифматериалов разработаны и начинают применяться на ряде абразивных заводов новые модели грохотов — вибрационные грохоты типа 203-12ГР и 203-8ГР вместо традиционных плоских качающихся грохотов, занимающих значительные производственные площади. Основные технические характеристики грохотов типа 203-12ГР:

Площадь сит, $м^2$ 11,3
Число дек 12
Угол наклона траектории колебаний, град 45

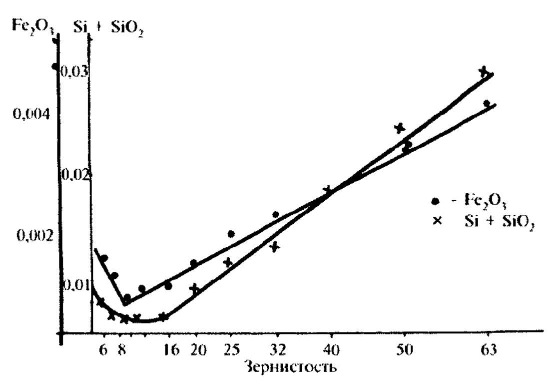


Рис. 4.14. Зависимость содержания примесей, приходящихся на единицу поверхности, от зернистости зеленого карбида кремния

а)

Исходный материал
Грохот распределительного рассева
Распределительный рассев
+2,0 мм на доизмельчение
Распределительный рассев
−2,0+0,63 мм
Распределительный рассев
−0,16 мм
−0,63+0,16 мм
Рассев
+0,16 мм
12
10
8
6
5
Рассев
+0,63 мм
50
40
32
25
20
16
Грохот рассева мелкого шлифзерна
Рассев
+2,0 мм
160
125
100
80
63
−0,63 мм
Грохот рассева крупного шлифзерна

б)

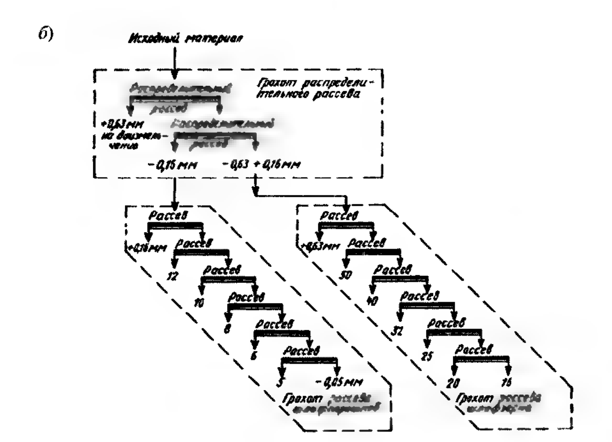


Рис. 4.15. Типовая схема рассева шлифматериалов при получении различных зернистостей:
а – 160–5; *б* – 50–5

Амплитуда колебаний (эксцентриситет), мм 1,6
Число колебаний в минуту 1200–1300
Характеристика электродвигателя АО-41-4
Мощность, кВт 1,7
Частота вращения, об/мин 1420
Количество 2
Габаритные размеры грохота, мм .... 3000×1500×1900
Масса грохота, кг 2100

Технико-экономические показатели вибрационных грохотов, использование которых позволило значительно снизить производственные площади участков рассева, приведены в табл. 4.38 по сравнению с аналогичными показателями плоских качающихся грохотов.

Как видно из анализа табл. 4.38, вибрационные грохоты обеспечивают более высокие технико-экономические показатели рассева, но при этом для них характерна большая сложность в изготовлении и наладке.

Таблица 4.38

Технико-экономические показатели работы вибрационных грохотов различных типов

Технико-экономические показатели	Типы грохотов	
	плоский качающийся, модель ГР-51	вибрационный, модель 203-12ГР
Удельная производительность, т/м²:		
на 1м² площади рассева	0,22	0,33
на 1м² занимаемой площади	0,21	1,00
Удельная производительность на 1 м³ занимаемого объема, т/м³·ч	0,09	0,60
Удельный расход сеток, м²/т	0,06	0,065
Удельный расход электроэнергии, кВт/т	2,10	0,85

На стадии распределительного рассева исходный материал разделяют на несколько классов, в каждом из которых может содержаться три-шесть зернистостей. Например, при распределительном рассеве по схеме 160 получают три класса: минус 2,0 плюс 0,63 мм; минус 0,63 плюс 0,16 мм; минус 0,16 плюс 0,04 мм, а фракция ±2,0 мм отправляется на доизмельчение. На качество распределительного рассева влияет режим работы грохота, создание которого решается путем подбора производительности грохота по исходному питанию и расстановки сит с учетом возможного изменения зернового состава исходного материала. Например, на одном из абразивных заводов результаты работы грохота 203-12 ГР на операции распределительного рассева белого электрокорунда оценивались по содержанию фракции минус 0,5 мм в верхних сходах, фракции плюс 0,16 мм — в нижних сходах и фракции минус 0,16 мм — в шлифматериале, направляемом на рассев по зернистостям шлифзерна. При этом работа грохота исследовалась по двум вариантам комбинаций сеток на деках грохота: № 1: 08, 07, 056, 0224, 016, 016 и № 2: 09, 08, 056, 0224, 016, 016. Результаты такого исследования приведены в табл. 4.39.

Таблица 4.39

Влияние способа расстановки сеток на грохоте 203-12 ГР на результаты распределительного рассева при производительности грохота по исходному 6 т/ч

Номер комбинации сеток	Содержание фракций, %							
	Исходный материал, %			Продукты рассева, мкм				
	+500	+500...+160	–160	Верхние сходы –500	Нижние сходы +160	Зерно, направляемое на основной рассев		
						+500	–500...+160	–160
1	32,1	46,0	21,9	12,4	1,3	34,1	57,1	8,8
2	32,9	45,2	21,9	0,4	0,4	33,1	57,4	9,5

Данные табл. 4.39 показывают, что для распределительного рассева зерна белого электрокорунда наиболее оптимальным является расстановка сеток по варианту № 2, поскольку содержание фракции минус 500 мкм в верхних сходах при расстановке сеток по варианту № 1 составляет 12,4 %, а по варианту № 2 — всего 0,4 %, т. е. в 31 раза меньше. Рекомендуемая Е.П. Феофилактовой с сотрудниками схема установки сеток на операции распределительного рассева белого электрокорунда показана на рис. 4.16, а в табл. 4.40 представлены результаты распределительного рассева белого электрокорунда по этой схеме в зависимости от производительности грохота.

Анализ данных табл. 4.40 показывает, что изменение производительности грохота по исходному материалу в диапазоне 6,4–9,5 т/ч существенно сказывается на увеличении содержания фракции минус 500 мкм в крупных сходах при одновременном увеличении выхода этого продукта и на содержании фракции минус 160 мкм в зерновой фракции при одновременном уменьшении выхода данного продукта. При этом зерновая характеристика и выход порошковой фракции остаются практически без изменения (см. табл. 4.38).

Распределительный и окончательный рассевы производят от крупного к мелкому. Полученные при этом отсевы возвращаются на доизмельчение в стержневую мельницу (фракции плюс 2,0 и плюс 0,63 мм) либо идут на следующий грохот рассева (фракции минус 63 и 0,16 мм).

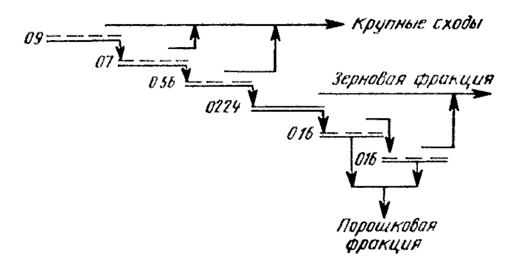


Рис. 4.16. Схема расстановки сеток на грохоте типа 203-12ГР на операции распределительного рассева

Таблица 4.40

Влияние производительности грохота 203-12 ГР на массовую долю остатка на ситах с различным размером отверстий по данным Е.П. Феофилактовой с сотрудниками

Характеристика продукта для рассева	Производительность грохота, т/ч	Выход продукта, %	Остаток на ситах с размером отверстий (мкм), мас. %					
			1000	630	500	400	160	-160
Исходный материал	6,4	100	9,3	24,5	15,2	14,7	25,4	10,9
Крупные сходы	6,4	50,1	18,4	42,2	28,1	5,1	0,2	–
Зерновая фракция -500...+160 мкм	6,4	40,2	–	0,2	4,8	29,0	60,3	5,7
Порошковая фракция -160 мкм	6,4	8,7	–	–	–	–	2,7	97,3
Исходный материал	9,5	100,0	10,3	23,7	16,0	14,1	22,9	13,0
Крупные сходы	9,5	61,7	16,7	38,4	24,9	9,7	10,3	–
Зерновая фракция -500...+160 мкм	9,5	28,8	–	–	2,1	28,1	56,9	12,9
Порошковая фракция -160 мкм	9,5	9,5	–	–	–	–	1,9	98,1

На качество (результаты) рассева влияют размер отверстий сит на грохоте, производительность грохота, зерновой состав исходного материала и другие факторы.

Экспериментально показано, что оценить работу грохота при различной его производительности можно путем расчета показателя ε, отражающего степень извлечения фракции минус 500 — плюс 160 мкм из поступающего на рассев зерна и определяемого по формуле

$$\varepsilon = \beta\gamma/\alpha, \%, \tag{4.7}$$

где ε — показатель степени извлечения; β — массовая доля фракции от минус 500 до плюс 160 мкм в зерновом продукте; γ — выход готового зерна, %; α — массовая доля фракции от −500 до +160 мкм в исходном материале, %.

Цель операции окончательного рассева — получить шлифматериалы различной зернистости, удовлетворяющие требованиям ГОСТ 3647—71. При этом каждая зернистость характеризуется предельной, крупной, основной, комплексной и малой фракциями. Рассчитанное по формуле (4.7) извлечение фракции минус 500 — плюс 160 мкм в зерновой продукт составляет 91,3 % при ее потере в крупных сходах 5,2 % (производительность грохота — 6,4 т/ч), а при производительности грохота 9,5 т/ч извлечение составляет только 66,1 % при значительных потерях фракции минус 500 — плюс 160 мкм (20 %) в сходах, возвращаемых на доизмельчение в стержневые мельницы.

Гидравлическая классификация. Этот процесс предназначен для получения микропорошков (зерно мельче 63 мкм) и производится в водной среде после химического обогащения микропорошков. Принцип операции основан на подаче пептизированной суспензии (пульпы) абразива в конус, где остаются более крупные частицы, а мелкие уходят в слив.

Различают следующие виды гидравлической классификации: 1) классификация в восходящем потоке воды; 2) седиментация в гравитационном поле; 3) седиментация в центробежном поле.

При классификации в восходящем потоке расчет скорости восходящего потока воды V, м/с, производится по формуле Стокса

$$V = g(\rho_2 - \rho_1)d^2K_V/18\mu \cdot 10^{10},$$

где ρ_1 — плотность среды; ρ_2 — плотность твердого компонента; K_V — поправочный коэффициент на скорость падения; d — расчетный диаметр частиц, подлежащих выносу из конуса; μ — вязкость среды; g — ускорение силы тяжести.

Установлено, что форма частиц практически не влияет на скорость их осаждения, а определяется их массой или эквивалентным диаметром $d_{экв}$. Считается, что эквивалентный диаметр равен диаметру шара, объем которого равен объему реальной частицы, связанной с $d_{экв}$ соотношением $d_{экв}$ = 0,885b, где b — средняя ширина абразивной частицы. Точность разделения частиц по крупности во многом зависит от степени их слипания друг с другом в процессе классификации. Для предотвращения слипания (коагуляции) частиц в суспензию добавляют специальный реагент, которым, как правило, служит 0,1 %-ный раствор жидкого стекла. Устойчивость суспензии снижается также с повышением жесткости воды. По этой причине при производстве микропорошков необходимо проводить глубокое умягчение воды с помощью установок обессоливания ионообменными смолами.

Продолжительность гидроклассификации определяется по формуле

$$T = h_ц/0,1V + h_к/2,1V,$$

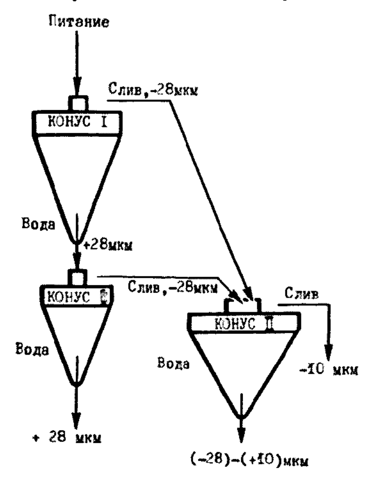


Рис. 4.17. Схема установки конусов для предварительной классификации микропорошков

где T — продолжительность гидроклассификации, с; $h_ц$ — высота цилиндрической части конуса, см; $h_к$ — высота конической части конуса, см; V — скорость падения (осаждения) частиц, см/с.

Плотность пульпы контролируется плотномерами, установленными в конусах гидроклассификации. Расчет плотномеров проводят по формуле $\Delta h = h(\rho - 1)$, мм, где Δh — высота столба воды выше зеркала слива; h — глубина погружения трубки в конус, мм; ρ — плотность пульпы, г/см^3. Классификация в восходящем потоке воды применяется для порошков группы М63—М14. При этом наибольшее распространение получила поточная классификация, заключающаяся в непрерывной подаче измельченного и обогащенного материала в конус первой ступени (рис. 4.17), слив которого является исходным материалом для другого конуса. В приведенной схеме

(см. рис. 4.17) конус III предназначен для дополнительной классификации делительного конуса I. Классификация осуществляется при непрерывной подаче в конус исходного материала и при непрерывной разгрузке продуктов. Обычно классификацию ведут на поточных линиях, состоящих из трех каскадов, в каждом из которых установлено по два-три конуса. Расчет габаритных размеров конусов производится в зависимости от производительности и ассортимента выпускаемой продукции. При расчете используют формулу $V_{св} = gd_2(\rho_1 - \rho_2)/18\mu$, где $V_{св}$ — скорость свободного осаждения, см/с; d — размер граничной частицы; ρ_1, ρ_2 — плотность материала и среды; μ — вязкость среды, г/(см·с); g — ускорение свободного падения, см/с^2. При этом расход воды Q определяют по формуле $Q = VS$, где S — площадь зеркала слива, см^2. Высота столба в трубке, превышающая уровень зеркала слива конуса, Δh, определяющая среднюю концентрацию твердого продукта в конусе, может быть рассчитана по формуле

$$\Delta h - h\ (\rho_1 - \rho_2), \qquad (4.8)$$

где h — глубина погружения трубки в конус, см.

Поточные линии работают таким образом, что при загрузке одной линии исходным материалом две другие промываются свежей водой. Общая длительность процесса промывки поточных линий можно определить по формуле

$$t = h'/(v'_в - v_c) - h'/(3v'_в - v_c) - h''/(v''v_в - v_c) - h''/(3v''_в - v_c), \qquad (4.9)$$

где t — время промывки, с; $v_в$ — скорость восходящего потока в конусах, см/с; v_c — скорость осаждения частиц, см/с.

Более прогрессивными, однако, являются установки, состоящие из конусов конструкции П.В. Буйко, которые имеют две конические и две цилиндрические части (рис. 4.18), что позволяет производить загрузку исходным материалом и промывку свежей водой в процессе классификации одновременно. Такие установки менее чувствительны к колебаниям концентрации твердого продукта и зерновому составу исходной суспензии; они работают более эффективно, что позволяет сократить в три раза число конусов.

Микропорошки М10–М5 производят методом седиментации (отмучивания) в гравитационном поле. Продолжительность осаждения частиц в гравитационном поле определяется по формуле, вытекающей из формулы Стокса:

$$t = 18h\mu \cdot 10^{10}/g(\rho_2 - \rho_1)d^2,$$

где h — высота падения частиц, м.

Содержание твердого при этом в исходном продукте составляет не более 20 % по массе. Непосредственно процесс седиментации состоит из следующих операций: загрузка исходного материала определенной концентрации в седиментатор (рис. 4.19), размешивание, осаждение частиц, выделение расчетного объема осадка, содержащего частицы определенных размеров, добавка свежей воды, размешивание, повторение всех операций. При этом количество сливов для выделения одной зернистости определяется в процессе отработки оборудования. Как правило, рекомендуется проведение числа сливов до 30 с объемом слива, равным примерно одной трети всего объема седиментатора. Процесс седиментации полностью автоматизирован; в основу автоматизации положено время, необходимое на проведение каждой операции.

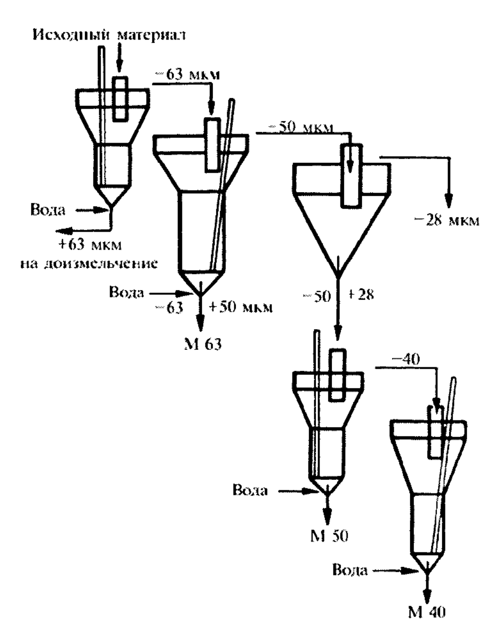


Рис. 4.18. Схема установки для классификации микропорошков в конусах конструкции Буйко

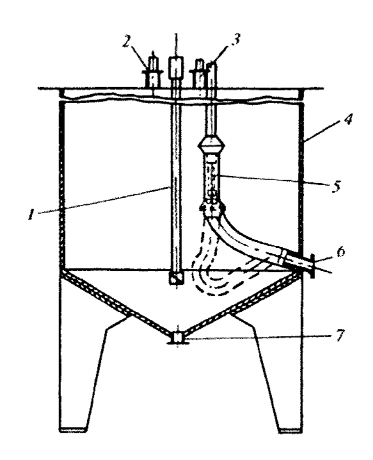


Рис. 4.19. Схема устройства седиментатора:
1 — размешивающее устройство;
2, 3 — патрубки для заливки суспензии и воды; *4* – корпус; *5* – сливная воронка;
6 – сливной патрубок; *7* – патрубок для выгрузки крупного остатка

Производство микропорошков М3 и более мелких рекомендуется осуществлять (в целях ускорения процесса) методом седиментации в центробежном поле. В этом случае продолжительность осаждения частиц определяется по формуле

$$t = (\ln R_1/R_2)/K\omega^2,$$

где t — время осаждения частиц, с; R_1, R_2 — расстояния от оси вращения до зеркала и до уровня слива; $K = d^2(\rho_2 - \rho_1)/(18\mu \cdot 10^8)$ — коэффициент Стокса; $\omega = \pi n/30$ — угловая скорость.

Чем больше разность между плотностями твердого и среды $(\rho_2 - \rho_1)$, тем лучше происходит разделение материалов по крупности.

Обезвоживание служит вспомогательным процессом при получении шлифматериалов. В настоящее время для обезвоживания микропорошков М63–М14 применяются ленточные фильтры (рис. 4.20), а для обезвоживания тонких порошков М10–М5 — центрифуги типа ОТП-800, эффективность работы которых характеризуется фактором разделения, определяемым по формуле

$$F = \omega^2 R/g,$$

где ω — угловая скорость ротора; R — внутренний радиус ротора; g — ускорение силы тяжести.

Для обезвоживания наиболее тонких микропорошков — М3, М2, М1 — применяют суперцентрифуги. При обезвоживании микропорошков М3, М2, М1, точно классифицированных в центробежном поле, следует довести производительность суперцентрифуг до 1200, 1000 и 600 л/ч, обеспечивающую содержание твердой фазы в фугате 0,13; 0,21 и 0,41 г/л соответственно. При дальнейшем увеличении производительности центрифуги происходит заметное увеличение потерь твердого фугата (см. рис. 4.20). К недостаткам центрифуг и суперцентрифуг можно отнести периодичность их работы и ручную выгрузку осадка.

В абразивной отрасли широко используется процесс фильтрования.

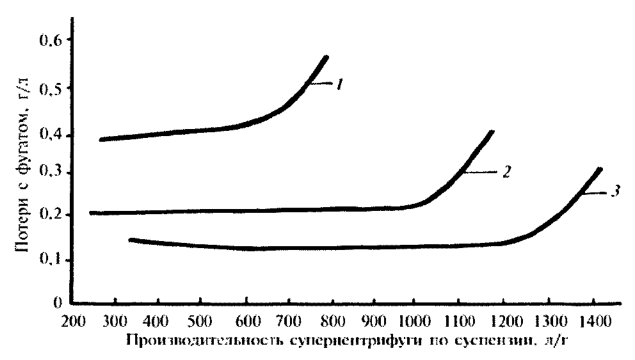


Рис. 4.20. Зависимость потерь твердой фазы с фугатом от производительности суперцентрифуги при обезвоживании микропорошков различной зернистости: *1* — М1; *2* — М2; *3* — М3

Фильтрование предназначено для разделения твердой и жидкой фаз. В абразивной промышленности фильтрование осуществляется с помощью ленточных вакуум-фильтров непрерывного действия, фильтр-прессов (ФПАКМ) и барабанных фильтров. Фильтрование производится в основном при отмывке материала после химического обогащения, при окончательном обезвоживании продукта перед его сушкой и при промывке песков классификаторов перед сушкой в производстве шлифзерна. Процесс фильтрования целесообразно осуществлять при организации предварительного сгущения пульпы до концентрации 25–30 %.

Ленточные фильтры (рис. 4.21), относящиеся к типу наливных фильтров, монтируются на несущей трубчатой раме, по которой движется бесконечная резиновая лента *2*, натянутая на приводном барабане *1* и вытяжном барабане *6*. Лента имеет прорезы и покрывается фильтровальной тканью *3*. За счет натяжения роликами происходит уплотнение фильтровальной ткани и резиновой ленты.

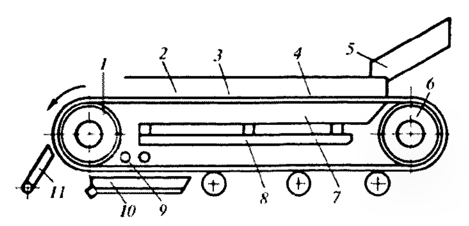


Рис. 4.21. Схема устройства ленточного вакуум-фильтра по [9]:
1, *6* – приводной и натяжной барабаны; *2* – рифленая резиновая лента; *3* – фильтровальная ткань; *4* – берта фильтра; *5* – лоток для подачи исходного материала; *7* – вакуум-камера; *8* – отводной трубопровод; *9* – брызгала для промывки ленты; *10* – поддон; *11* – нож для съема пека

Вакуум-камера *7* располагается на одном уровне с рамой. Пульпа подается на фильтровальную ткань *3* через лоток *5*, равномерно распределяющий пульпу по всей ширине ленты. Осадок, оставшийся на фильтрате, подвергается промывке с помощью брызгала *9*, а съем промытого осадка осуществляется на поддон *10* с помощью специального ножа *11*. Толщина осадка на фильтре может составлять 1–50 мм. Отечественная промышленность выпускает ленточные фильтры с площадью фильтрации 1–25 м^2. Техническая характеристика ленточного фильтра отечественного производства представлена в табл. 4.41.

К недостаткам ленточных вакуум-фильтров можно отнести громоздкость агрегата и сложность его герметизации.

Фильтр-пресса, используемые в производстве микропорошков (рис. 4.22) представляют собой горизонтально расположенные одна над другой фильтрующие плиты *8*, которые находятся между упорной плитой *6* и нажимной плитой *11*. Верхняя опорная плита *6*, нажимная плита *11* и нижняя опорная плита *12* связаны четырьмя вертикальными стяжками *7*, воспринимающими нагруз-

Таблица 4.41

Техническая характеристика ленточных вакуум-фильтров отечественного производства

Поверхность фильтрации, $м^2$	Длина фильтра, м	Высота установки, м	Ширина установки, м	Скорость движения ленты, м/мин	Мощность привода, кВт	Масса фильтра, т
1	6,85	2,0	1,10	0,855–0,150	1,5	4,4
2	10,35	2,0	1,10	0,855–0,150	2,2	4,8
5	8,0	2,3	1,90	3,0–8,0	3,0	5,0
	8,0	2,3	1,90	0,52–3,12	3,0	5,0
10	16,00	2,3	1,90	3,0–8,0	3,0	10,0
	16,00	2,3	1,90	0,92–3,12	3,0	10,0

ку при действии давления внутри фильтрующих плит *8*. Между фильтрующими плитами при помощи направляющих роликов *10* протянута на перфорированном листе фильтровальная ткань *2*, которая поддерживается в натянутом положении с помощью натяжного устройства *3*. Подача пульпы на фильтрующие плиты производится через коллектор *4*, а фильтрат, промывная жидкость и влажный воздух отводятся от каждой плиты в коллектор отвода осветленной воды *5*. Осадок снимается с фильтровальной ткани при ее перемещении ножами *9*. Промывание и очистка ткани производятся в камере регенерации *1*.

Цикл работы фильтр-пресса состоит из операции сжатия фильтрующих плит, фильтрации, промывки и продувки осадка, раздвигании плит и выгруз-

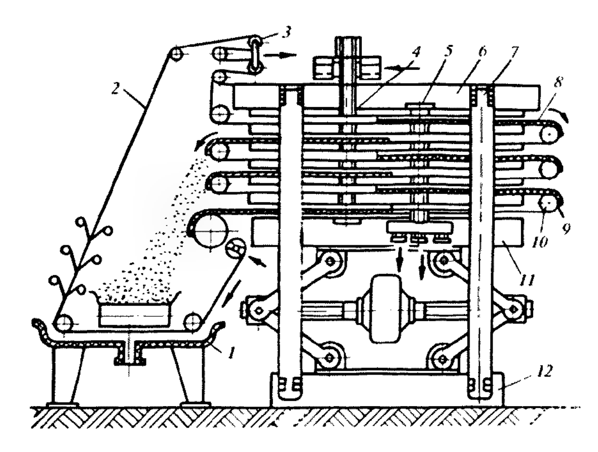


Рис. 4.22. Схема устройства фильтр-пресса:

1 – камера регенерации; *2* – фильтровальная ткань; *3* – натяжное устройство; *4* – коллектор подачи пульпы; *5* – коллектор отвода осветленной воды; *6* – верхняя упорная плита; *7* – вертикальные стяжки; *8* – фильтрующие плиты; *9* – ножи; *10* – направляющие ролики; *11* – нажимная плита; *12* – нижняя опорная плита

ки осадка с одновременным перемещением ткани и ее промывкой в особом устройстве. Вся работа фильтр-пресса автоматизирована, и управление им осуществляется электрогидравлическим автоматом с использованием реле времени и кнопочного пульта. Техническая характеристика фильтр-пресса типа ФПАКМ приведена в табл. 4.42, а его удельная производительность Q в зависимости от толщины осадка при обезвоживании фракции 10 мкм белого электрокорунда с приложением различного давления представлена на рис. 4.23.

Таблица 4.42

Техническая характеристика фильтров ФПАКМ

Модель фильтр-пресса	Поверхность, м²	Ширина ткани, мм	Габариты, мм			Масса, кг	Занимаемая площадь, м²
			Длина	Ширина	Высота		
ФПАКМ-2	2,5	700 750	2825	1620	2725	4770	4,75
ФПАКМ-5	8,0	845–920	3375	2000	2778	6900	6,75
ФПАКМ-10	10,0	845–920	3375	2000	3525	8670	6,75
ФПАКМ-25	25,0	1100–1200	3780	2155	4200	14280	8,15

Барабанные вакуумные фильтры с внутренним наливом нашли применение в производстве шлифматериалов для фильтрации фракции минус 63 мкм. По данным Е.П. Феофилактовой с сотрудниками на производительность фильтрации барабанных вакуумных фильтров существенно влияют уровень вакуума и содержание твердого продукта в пульпе (табл. 4.43).

Сушка и *прокалка* шлифзерна и шлифпорошков производятся во вращающихся барабанных печах, работающих на газообразном или жидком топливе. Исходный материал для сушки в виде кека поступает с ленточного вакуум-фильтра, а высушенный продукт через холодильник подается на магнитную сепарацию и рассев. Сушку шлифзерна и шлифпорошков нормального электрокорунда и монокорунда совмещают с их прокалкой, что способствует повышению качества продукции.

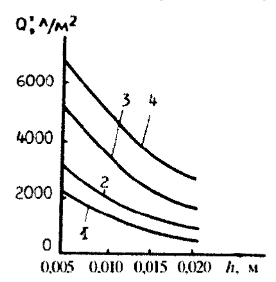


Рис 4.23. Удельная производительность фильтр-пресса в зависимости от толщины осадка при различном давлении:
1 39,2·10⁴ Па; 2 58,8·10⁴ Па;
3 78,4·10⁴ Па; 4 – 98,0·10⁴ Па

Сушка микропорошков производится после их классификации по крупности в стационарных печах с электрообогревом типа ПГ-2 (каждую зернистость помещают в отдельную печь) до воздушно-сухого состояния. В конце 80-х годов прошлого века [9] разработана модель шахтной сушилки с вертикально расположенным виброзондом (рис. 4.24). В такой сушилке материал сушится практически в замкнутом объеме, а выделяемые пары влаги выходят через полый зонд. На рис. 4.25 приведены дифференциальные кривые сушки белого электрокорунда (зернистость 10–0 мкм) в виброожиженном состоянии в шахтной

Таблица 4.43

Влияние основных технологических параметров вакуума и содержания твердого вещества в пульпе на производительность фильтрации и влажность кека

Вакуум, мм рт. ст.	Содержание твердого вещества, %	Производительность по твердому веществу, кг/(ч·м²)	Влажность кека, %
500–600	16	263	8,40
500–600	22	330	10,21
500–600	40	460	11,70
900–400	22	310	17,62
300–400	30–34	383	19,85

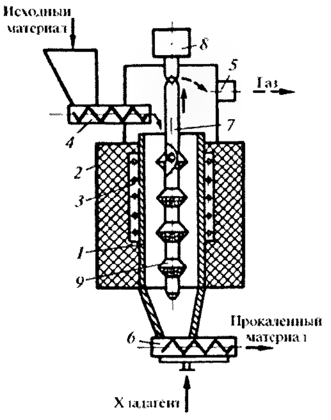


Рис. 4.24. Шахтная сушилка с вертикальным виброзондом:

1 — нагревательная камера; *2* — футерованный корпус; *3* — силитовые нагреватели; *4* — устройство для загрузки исходного материала; *5* — патрубок для выхода паров и газов; *6* — разгрузочное устройство шнекового типа; *7* — виброзонд; *8* — вибропривод; *9* — конусная насадка

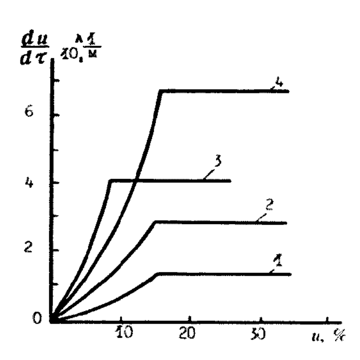


Рис. 4.25. Дифференциальные кривые сушки белого электрокорунда в плотном слое при различных температурах [9]:

1 — 300 °С; *2* — 400 °С; *3* — 500 °С; *4* — 600 °С

сушилке с вертикальным виброзондом. Установлено при этом, что оптимальная частота вибрации не должна превышать 30 колебаний в секунду при амплитуде колебаний 2–3 мм [13].

4.6. Микропорошки, получаемые методом гидротермального синтеза

В последние годы для получения керамических порошков разработан так называемый золь—гель-процесс [26, 27, 45–51], предложенный впервые Рэем [25]. Несколько позже значительное развитие получил этот метод в работах школы профессора А.И. Борисенко [26], М.М. Сычева [27] и других авторов [45–51].

В основе золь—гель-процесса лежит получение золя с последующим переводом его в гель путем удаления лишней воды и сближения коллоидных частиц твердой фазы до дистанций, обеспечивающих образование трехмерной сетки геля. Концентрированный и стабилизированный золь можно получить, применяя пептизаторы с низким соотношением радиусов аниона к катиону. Для получения золя чаще всего используют гидролиз солей либо слабых оснований. Золь—гель-технология получения микропорошков абразивного корунда представляет собой сложный многостадийный процесс, реализация которого в условиях многотоннажного производства микропорошков не получила развития в России. В зарубежной практике при изготовлении абразивного инструмента к шлифматериалам, получаемым традиционным методом, добавляют до 30 % корунда, полученного по золь—гель-технологии, объясняя это улучшением эксплуатационных качеств инструмента за счет более высоких режущих свойств "золь-гелевого" корунда.

В последнее время появился интерес к процессу получения микропорошков корунда методом гидротермального синтеза, преимущества которого, по мнению В.В. Равиковича, заключаются в возможности контроля зернового состава и формообразования получаемых порошков. Авторы [22] в качестве исходного материала для получения микропорошка корунда гидротермальным методом использовали тригидроксид алюминия $Al(OH)_3$ промышленного производства, содержащий в качестве примесей следующие оксиды, % по массе: SiO_2 0,04, Fe_2O_3 0,005, Na_2O 0,105, CaO 0,008, MgO 0,02. Процесс перекристаллизации авторы характеризуют следующей последовательностью фазовых переходов:

$$Al(OH)_3 \rightarrow Al(OH) \rightarrow \Upsilon - Al_2O_3 \rightarrow \alpha\text{-}Al_2O_3.$$

Классификация таких порошков [22] по зерновому составу, полученная на приборе, представленном на рис. 4.26, показывает, что основная масса зернистостей (примерно 90 %) представлена микропорошками М63–М28.



Рис. 4.26. Устройство ("ротап") для рассева при ситовом анализе шлифматериалов зернистостью 200–5

4.7. Свойства шлифовальных материалов и методы их контроля

Абразивная отрасль промышленности России производит широкий ассортимент материалов в зерне и порошках, отличающихся строением материала, прочностью, видом, характером содержащихся примесей и другими характеристиками. Каждая разновидность шлифматериалов, обладая определенными свой-

ствами, имеет свою собственную область применения. В табл. 4.44 представлены марки и зернистости шлифзерна, шлифпорошков и микропорошков искусственных и природных материалов, производимых в России.

Таблица 4.44

Шлифовальные материалы, производимые в России

Материал (ГОСТ, ТУ)	Марка и зернистость		
	Шлифзерно	Шлифпорошки	Микропорошки
Алмаз искусственный (ГОСТ 9206–70)	АСВ (400/250) АСВ, АСР (250/160)	АСВ, АСР, АСО(160/100, 100/63, 63/40)	АСМ, АСУ (40/28, 28/20, 20/14,14/10,10/7, 7/5,5/3,3/2, 2/1, 1/0)
	АСВ (400/315, 315/250) АСВ, АСР (250/200, 200/160)	АСВ, АСР, АСО (160/125, 125/100, 100/80, 80/63, 63/50, 50/40)	
Эльбор (ОСТ 2МТ-79-2–75)	ЛП, ЛО (20–16)	ЛП, ЛО (12–4)	ЛП, ЛО (М40–М1)
Карбид бора (ГОСТ 5744–74)	Карбид бора (16)	Карбид бора (12–3)	Карбид бора (М40–М1)
Карбид кремния зеленый (ОСТ 2-144–71, ТУ 2-0,36-102–72)	64С (80–16) 63С (80–16) 62С (63–16)	64С (12–4) – 63С (12–4)	64С (М63–М1) – 63С (М63–М1)
Карбид кремния черный (ОСТ 2-144–71)	55С (160–16) 54С (160–16) 53С (160–16) 52С (160–63)	55С (12–4) 54С (12–4) 53С (12–6) –	55С (М63–М5) 54С (М63–М5) – –
Электрокорунд: нормальный (ОСТ 2-115-71)	16А (50–16) 15А (50–16) 14А (200–16) 13А (200–16) 12А (200–16)	16А (12–5) 15А (12–3) 14А (12–5) 13А (12–3) 12А (12–10)	15А (М63–М5) 14А (М63–М5) – – –
белый (ОСТ 2-115–71, ТУ 2-036-147–72)	25А (80–16) 24А (80–16) 23А (80–16) 22А (63–16)	25А (12–3) 24А (12–3) 23А (12–3) –	24А (М63–М5) 23А (М63–М5) –
хромистый (ОСТ 2-115–71)	34А (80–16) 33А (80–16) 32А (63–16)	34А (12–6) 33А (12–6) –	– –
титанистый (ТУ 2-036-211–74)	37А (50–16)	–	–
циркониевый (ТУ 2-036-237–74)	38А (200–16)	–	–

Материал (ГОСТ, ТУ)	Шлифзерно	Шлифпорошки	Микропорошки
Монокорунд (ОСТ 2-115-71)	45А (40–16) 44А (50–16) 43А (80–16)	45А (12–8) 44А (12–8) 43А (12–5)	– – –
Сферокорунд	ЭС (250–50)	–	–
Стекло техническое (ОСТ 2 МТ79-1–71)	71F (80–16)	71F (12–5)	–
Природные абразивы**			
Алмаз (ГОСТ 9206–70)	А (50–16)	А (12–4)	А (М40–М1)
Корунд (ТУ 2-036-158–72)	–	–	92Е (М40–М7)
Кремень (ОСТ 2-МТ73-1 71)	81Кр (80–16)	81Кр (12–6)	–

* Зернистость указана в скобках.

** Кроме указанных в таблице материалов по заказу потребителей могут производить зерно и порошки граната, наждака и других материалов.

Выпускаемые промышленностью шлифовальные материалы должны обладать определенными свойствами и отвечать требованиям соответствующих ГОСТов и техническим условиям по химическому и зерновому составу, содержанию магнитного материала, величине насыпной массы, прочности и форме зерна, режущей способности. Некоторые из перечисленных свойств абразивных материалов представлены в табл. 4.45 по ГОСТ 3647–80.

Таблица 4.45

Основные физико-механические свойства абразивных материалов по [8]

Материал	Плотность, г/см^3	Насыпная масса, г/см^3*		Микротвердость, ГПа	Абразивная способность, г	Температуростойкость, °С
		зерна 16	зерна 40			
Алмаз (природный)	До 3,5	1,48±0,05	–	86–100	0,770	700–800
Алмаз (синтетический)	3,5±0,05	1,48±0,05	–	53–96	0,700	600–700
Эльбор	3,5±0,05	1,48±0,05	1,49±0,05	80–90	0,600	1400–1500
Карбид бора	2,5±0,02	1,04±0,05	–	40–45	0,500	700–800
Карбид кремния:						
зеленый	3,2±0,05	1,48±0,05	1,48±0,05	32–35	0,450	1300–1400
черный	3,2±0,05	1,48±0,05	1,48±0,05	32–34	0,400	1300–1400
Монокорунд	3,97±0,03	1,99±0,05	1,91±0,05	22–24	0,150	1700–1800

Окончание табл. 4.45

Материал	Плотность, г/см^3	Насыпная масса, г/см^3*		Микро-твердость, ГПа	Абразивная способность, г	Температуро-стойкость, °С
		зерна 16	зерна 40			
Электрокорунд циркониевый	4,10±0,05	1,90±0,05	1,92±0,05	23–24	–	1900–2000
Электрокорунд титанистый	3,95±0,05	1,70±0,05	1,80±0,05	22–23	0,112	1250–1300
Электрокорунд хромистый	3,95±0,05	1,77±0,05	1,89±0,05	20–22	0,101	1700–1800
Электрокорунд белый	3,95±0,05	1,73±0,05	1,83±0,05	20–21	0,155	1700–1800
Сферокорунд	3,95±0,05	–	0,94±0,05	20–21**	–	1700–1800
Электрокорунд нормальный	3,90±0,05	1,76±0,05	1,87±0,05	19–20	0,145	1250–1300
Корунд природный	4,00±0,10	1,75±0,05	1,82±0,05	19–22	0,135	1700–1800
Гранат	3,85±0,05	1,82±0,05	1,79±0,05	13–16,5	0,103	1200–1250
Кремень	2,55±0,05	1,28±0,05	1,34±0,05	10–11	0,050	1500–1600
Техническое стекло	2,55±0,05	1,08±0,05	1,15±0,05	4 9	·	500-600

* Для принятого способа измельчения материала.
** Приводится плотность материала оболочки сферы.

4.7.1. Контроль химического состава, структуры и зернового состава шлифзерна, шлифпорошков и микропорошков

Химический состав абразивных материалов контролируется методом химического или спектрального анализа. Структура определяется на рентгеноустановках и при помощи микроскопического анализа шлифов в отраженном свете.

Контроль зернового состава шлифзерна и шлифпорошков проводят путем механического рассева пробы на наборе сит с контрольными сетками, которые устанавливаются на специальной сотрясательной машине "ротапе" (см. рис. 4.26). Машина работает в режиме: частота вращения — 280±10 об/мин, число ударов — 140±10 в минуту. Сита, применяемые для рассева зерна в рассевном аппарате, изготовляются по ГОСТ 3584–73, предусматривающем повышенную точность рассева. Каждое сито обозначается своим индивидуальным номером. Контроль применяемых для рассева сеток производится на проекционном приборе АСП-1 (рис. 4.27), а также при помощи микроскопа МПБ-2.

Анализ производят на пробе абразивного порошка массой 100 г, взвешенной на весах с точностью 0,01 %. Проба помещается в верхнее сито набора, и производится встряхивание в течение 10 мин для порошков зернистостью 200–10 и 15 мин — для зернистостей 8 и менее. По окончании встряхивания шлифматериал с каждого сита, начиная с верхнего, ссыпают в отдельные емкости, взвешивают и подсчитывают содержание отдельных фракций в процентах с точностью до 0,1 %.

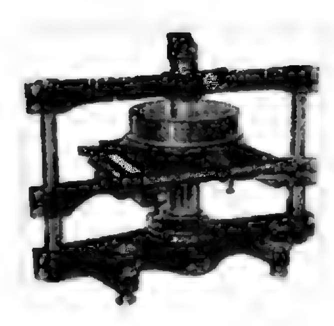


Рис. 4.27. Проекционный прибор АСП-1 конструкции ВНИИАШа (общий вид)

Контроль зернового состава шлифзерна и шлифпорошков, отвечающих стандарту ФЕПА (FEPA), производят на ситах с контрольными сетками (ASTM-E11-70) на сотрясательной машине с частотой вращения 290 об/мин и числом ударов 156 в минуту (см. рис. 4.26).

Для проверки новых сит и последующих их проверок по мере износа применяют эталонное зерно, зерновой состав которого отличается от норм стандартов ФЕПА допусками на суммарное соотношение предельной и крупной фракций; допуски на суммарное содержание предельной, крупной и основной фракций находятся в пределах ±3–6 %.

Зерновой состав микропорошков зернистостью М40–М5 контролируется методом микроскопического анализа с помощью поляризационного или биологического микроскопа, снабженного окулярным микроскопом с увеличением х200–х900. Для анализа микроскопическим методом подготовленную пробу микропорошка с иммерсионной жидкостью (спирт или дистиллированная вода) помещают на предметном стекле и проводят определение размера и подсчет просмотренных частиц в нескольких полях зрения, исключая их повторный подсчет путем передвижения препарата в нужном направлении. Длину и ширину абразивных частиц определяют по условно проведенным взаимно перпендикулярным осям и за размер зерна принимают его наибольшую ширину для абразивных материалов оксидной и карбидной групп, а для алмазных зерен — полусумму длины и ширины зерна. Измерения проводят с точностью до 0,5 деления шкалы окулярного микроскопа.

Для определения зернового состава шлифпорошков зернистостью 5–4 и микропорошков зернистостью М63–М50 может применяться комбинированный метод, при котором содержание фракции крупнее 40 мкм определяют ситовым методом, а фракции меньше 40 мкм — микроскопическим. При этом подсчет содержания фракций, определенного комбинированным методом, производят по формуле $C = AB/100$, где C — содержание фракции, %; A и B — содержание фракции, определенной микроскопическим и ситовым методами соответственно, %.

Зерновой состав микропорошков может быть определен также методом фотоседиментационного анализа, основанного на измерении яркости светового луча, пропускаемого через суспензию абразива, в зависимости от ее мутности, определяемой размером осаждаемых частиц. Так, например, фотоседиментационный анализ белого, нормального электрокорундов, монокорунда и зеленого карбида кремния зернистостью М40–М7 производится на фотоседиментационном приборе конструкции ВНИИАШа (рис. 4.28).

Микропорошки серии Р, используемые для производства шлифовальной шкурки, контролируются с помощью седиментационной трубки (рис. 4.29). Этот метод используется для контроля зернового состава микропорошков элек-



Рис. 4.28. Прибор для фотоседиментационного анализа абразивных материалов зернистостью М40–М7 конструкции ВНИИАШа (общий вид)

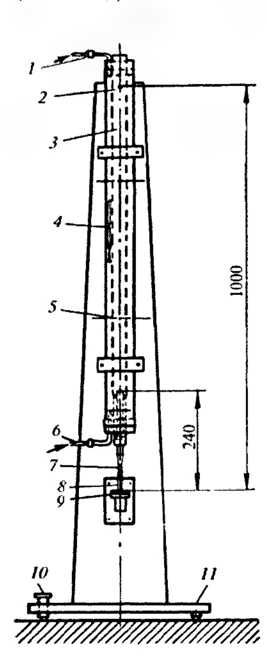


Рис. 4.29. Схема устройства седиментационной трубки:

1 – выход воды; *2* – верх столба седиментационной жидкости; *3* – водяная рубашка; *4* – термометр; *5* – седиментационная трубка; *6* – выход воды из зоны водяной рубашки; *7* – трубка-коллектор; *8* – шкала измерения высоты осадка; *9* – резиновое уплотнение; *10* – установочный винт; *11* – основание прибора

трокорунда и карбида кремния с применением калибрования и настройки прибора по эталонным образцам.

Для получения достоверных результатов при микроскопическом анализе требуется подсчет значительного числа зерен основной и смежной фракций (табл. 4.46).

При подсчете 500 зерен основной и смежной фракций в процессе микроскопического анализа микропорошков М63—М5 электрокорундовых материалов и карбидов кремния и бора воспроизводимость анализа с принятой точностью +10 % обеспечивается лишь с вероятностью Р = 0,6 [9].

Для анализа микропорошков М3 нормального электрокорунда и зеленого карбида кремния во ВНИИАШе был разработан специальный метод с использованием биологического микроскопа "Биолам-27" с общим увеличением х1350, объектив — х90, окуляр — х10, бинокулярная насадка — АУ-12; для зернистостей М2 и М1 используют объектив х90, окуляр х15 и бинокулярную насадку (общее увеличение х2025).

Контроль зернового состава особо тонких микропорошков М3—М1 осуществляется также с помощью электронного микроскопа. При этом для анализа используется малогабаритный упрощенный вариант прибора с разрешением 300 нм и более, а электронное увеличение изменяется в интервале х(2500—7000). При точном разделении частиц по крупности для получения достоверных результатов анализа зернового состава порошка в электронном микроскопе оказалось достаточным подсчитать 250—300 частиц (рис. 4.30) [9]. Для исследования в электронном микроскопе используется приготовление препаратов диспергированием суспензии с помощью ультразвуковых низкочастотных диспергаторов УЗДН-2. Приготовленный таким образом препарат устанавливается в микроскоп, позволяющий вести визуальное наблюдение объекта в проходящих лучах и фотографировать изображение наиболее важных (характерных) участков.

Следует подчеркнуть, однако, что анализ зернового состава с помощью электронного микроскопа занимает достаточно много времени и требует высокой квалификации обслуживающего персонала.

Таблица 4.46

Минимальное число частиц основной и смежной фракций, необходимое для получения достоверных результатов при микроскопическом анализе по данным [9]

Зернистость	Точность анализа (± относит. %) с вероятностью					
	Р = 0,950		Р = 0,975		Р = 0,990	
	±10	±5	±10	±5	±10	±5
М40	654	855	691	902	732	953
М28	728	878	770	916	817	958
М20	624	948	674	1007	728	1072
М14	716	911	767	946	824	985
М10	860	1105	927	1170	1001	1241
М7	718	974	718	1025	817	1082
М5	763	892	763	938	884	988
В среднем по всем зернистостям	737	953	790	1005	848	1063

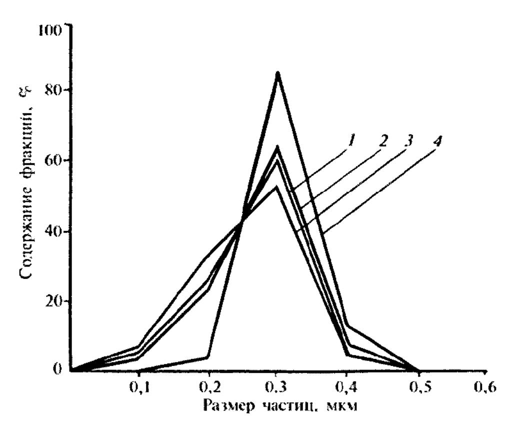


Рис. 4.30. Результаты анализа зернового состава микропорошка М0,5 по данным измерений на электронном микроскопе:
1 – 444 зерна; *2* – 230 зерен; *3* – 150 зерен; *4* – 80 зерен

В зарубежной практике для определения дисперсности порошков абразивных материалов (в том числе) созданы приборы-фотоседиментографы "Седиграф 5000" и "Седиграф 5500" (фирма "Культроникс", Франция), SKC-2000 (фирма "СЭИСИН", Япония) и "Анализетте-22" (фирма "Фритч", ФРГ). Все эти приборы позволяют проводить анализ порошков с размером частиц от 100 до 0,1, от 930 до 0 и от 500 до 0,1 мкм соответственно. Наряду с отмеченными диапазонами измерений размеров частиц следует подчеркнуть, что в приборе "Седиграф 5000" вместо света используются рентгеновские лучи, а в приборе "Анализетте-22" – лазерный луч. Обработка получаемых данных на всех этих приборах полностью автоматизирована, что устраняет длительную процедуру подсчетов результатов анализа. Результаты автоматического подсчета зернового состава порошков воспроизводятся на дисплее с одновременной распечаткой процентного содержания отдельных фракций и кривых распределения частиц порошка по их размерам. За рубежом разработан также кондуктометрический метод, основанный на изменении электрического сопротивления в момент прохождения частиц через микроотверстия. Возникающие при этом импульсы прямо пропорциональны объему частиц. На этом принципе фирмой Coultronics создан 16-канальный анализатор, позволяющий определять состав порошков с размером частиц от 0,4 до сотен микрометров всего за 20 с.

4.7.2. Метод определения насыпной плотности шлифматериалов

Насыпная масса абразивных порошков косвенно характеризует форму абразивных зерен, которая существенно влияет на эксплуатационные свойства абразивного инструмента. По форме частицы шлифматериалов разделяют на

изометричные, мечевидные, пластинчатые и игольчатые. По данным И.В. Лаврова для частиц абразивных шлифматериалов характерно отношение средних размеров их длины к ширине и к высоте как 1,5 : 1,0 : 0,7. По насыпной плотности порошков можно судить об их зерновом составе в пределах одной зернистости (табл. 4.47).

Таблица 4.47

Зависимость величины насыпной массы от зернового состава микропорошка М28

Зеленый карбид кремния	Зерновой состав материала, %					Насыпная плотность, г/см³	Максимальное отклонение от среднего значения, г/см³
	Фракция						
	предельная	крупная	основная	дополнительная	мелкая		
Партия № 1	2,0	17,3	50,7	20,0	10,0	1,12	± 0,01
Партия № 2	5,0	32,0	40,0	15,0	8,0	1,17	± 0,01

Для определения насыпной плотности шлифовального зерна и шлифпорошка применяют прибор, схема устройства которого показана на рис. 4.31, а для измерения насыпной массы микропорошков (размер частиц 63–5 мкм) применяют прибор, показанный на рис. 4.32, отличающийся наличием в приемнике материала полочек, пересыпание через которые (с одной на другую поочередно) позволяет избежать агрегации частиц микропорошка и образования

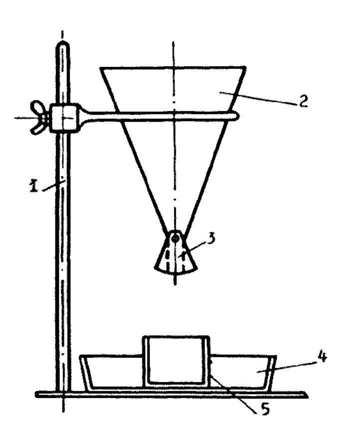


Рис. 4.31. Схема прибора для определения насыпной массы шлифзерна и шлифматериалов по данным [9]:

1 – стойка; *2* – воронка; *3* – выпускной клапан (закрытый); *4* – ванна для перемещающегося материала; *5* – мерный цилиндр

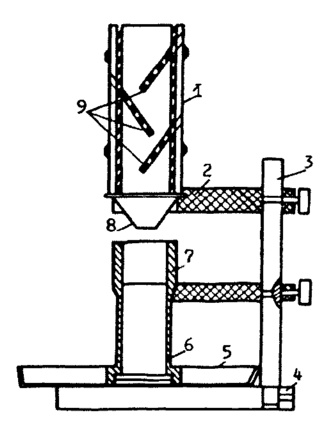


Рис. 4.32. Схема прибора для определения насыпной массы микропорошков:

1 – приемник; *2* – кронштейн; *3* – стойка; *4* – основание; *5* – ванна для пересыпающегося материала; *6* – мерный стакан; *7* – срезное кольцо; *8* – воронка; *9* – полочки

свода на выходе из воронки, препятствующих точному определению значения насыпной плотности. В обоих приборах контролируемый материал засыпается в мерный стакан, затем стеклянной пластинкой снимают избыток шлифматериала, содержимое стакана взвешивают на весах и определяют значение насыпной массы по формуле $\rho = m/V$, где ρ — насыпная масса (плотность); m — масса шлифматериала в стакане, г; V — объем стакана, см^3. За окончательный результат принимают среднее арифметическое значение трех параллельных определений.

Метод определения насыпной плотности шлифматериалов включен в ГОСТ 28924–91, в котором предусмотрен размах параллельных отклонений не более 0,02 г/см^3. При получении результатов более допускаемых значений размаха проводят повторное определение, результаты которого считают окончательными.

4.7.3. Метод определения содержания магнитных включений в шлифматериалах

Определение содержания магнитных включений в шлифматериалах основан на взаимодействии электромагнитного поля, создаваемого индуктивным преобразователем (катушкой индуктивности), с пробой порошкообразного материала заданного объема. Проба (образец) исследуемого шлифпорошка помещается внутрь катушки индуктивности и изменяет электрические параметры преобразователя, по которым и определяется содержание магнитных включений в материале.

На этом принципе во ВНИИАШе разработана серия приборов типа "Магнит" [8] (рис. 4.33), с помощью которых определяется содержание магнитных включений в шлифматериале внесением специального стаканчика с контролируемой пробой внутрь индукционного преобразователя, встроенного в прибор. Основные характеристики приборов серии "Магнит" приведены в табл. 4.48.

В табл. 4.49 представлены нормативы по содержанию магнитных включений в шлифовальных материалах различных зернистостей по данным [8].

Метод определения массовой доли магнитного материала включен в ГОСТ 28924–91 и применяется для определения магнитных включений в электрокорунде и карбиде кремния. Согласно этому ГОСТу массовая доля магнитного материала выражается отношением массы магнитного материала, содержащегося в определенном объеме неуплотненной пробы контролируемого шлифматериала, к массе неуплотненной пробы такого же объема шлифматериала с нормированным значением насыпной плотности (1,83 г/см^3), выраженном в процентах. Выполнение измерений производится следующим образом: пробу контролируе-

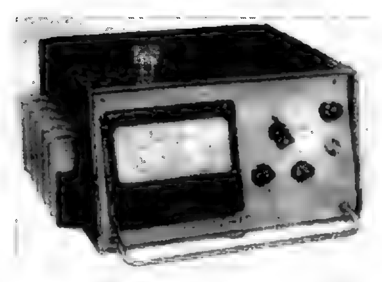


Рис. 4.33. Прибор "Магнит-6" конструкции ВНИИАШа для определения содержания магнитных включений в электрокорунде нормальном и монокорунде (общий вид)

Таблица 4.48

Основные характеристики приборов типа "Магнит" для определения магнитных включений в шлифматериале

Характеристика прибора	Типы моделей прибора		
	Магнит-6	Магнит-703	Магнит-704
Потребляемая мощность, В·А, не более	20,0	5,0	1,0
Габариты прибора, мм	265 × 150 × 245	365 × 130 × 305	365 × 150 × 305
Масса прибора, кг	6,5	8,0	7,0
Точность измерения, %	0,05	0,001	0,0002
Диапазон показаний, %	0–20	0–0,1	0–3

Таблица 4.49

Содержание магнитных включений в шлифовальных материалах

Материал	Марка	Размер фракции, мкм	Зернистость по ГОСТ 3147–80	Массовая доля магнитного материала, %
Электрокорунд:				
белый	25А	63–5	М63–М5	0,007
нормальный	15А	63–5	М63–М5	0,05
	14А	50–40	5–4	0,24
хромистый	34А	80–63	6	0,02
	33А	80–63	6	0,03
хромтитанистый	92А	80–63	6	0,025
	91А	80–63	6	0,040
Карбид кремния:				
зеленый	64С	63–5	М63–М5	0,05
	63С	63–5	М63–М5	0,15
черный	54С	63	6	0,20
	53С	63	6	0,30

мого материала засыпают в три измерительных контейнера до полного заполнения их объема, затем наполненные контролируемой пробой шлифматериала контейнеры поочередно вставляют в отверстие в верхней крышке прибора типа "Магнит-704" (внутрь индуктивного преобразователя), где время его пребывания не должно превышать 10 с. Массовую долю магнитного материала определяют (в процентах) как среднее арифметическое значение трех результатов измерений одной пробы. Полученное значение массовой доли магнитного материала умножают на поправочный множитель, равный: 1,3 — для карбида кремния; 1,1 для регенерированных нормального и хромтитанистого электрокорундов; 2,3 — для сферокорунда. Относительные отклонения результатов трех параллельных определений от среднего арифметического значения не должны превышать ±10 %. Если относительные отклонения превышают 10 %, то испытания повторяют на удвоенном числе проб и результаты повторных испытаний распространяют на всю партию. При проведении параллельных испытаний на различных приборах расхождение результатов не должно превышать ±20 % среднего арифметического значения, а при превышении 20 % приборы подлежат внеочередной поверке.

4.7.4. Метод определения разрушаемости (хрупкости) абразивных зерен

Метод определения разрушаемости (хрупкости) абразивных зерен основан на измельчении шлифматериала зернистостью 25 и 125 на приборе ПХЗ (рис. 4.34) конструкции ВНИИАШа, работающем по принципу лабораторной шаровой мельницы [6]. Прибор работает следующим образом: в помольный барабан *1* (см. рис. 4.34) засыпается проба шлифзерна *3*, и добавляют к ней мелющие шары *2*, затем включают двигатель на заданное число оборотов. После остановки режимного вращения барабана из него извлекают продукты измельчения и подвергают их ситовому анализу, а полученные результаты обрабатывают с помощью микрокалькулятора.

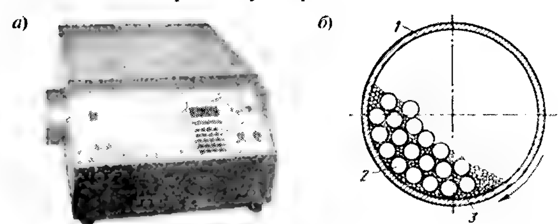


Рис. 4.34. Прибор конструкции ВНИИАШа для определения разрушающей способности шлифовального зерна:

а — общий вид прибора; *б* — схема, отражающая принцип работы прибора: *1* — помольный барабан; *2* — мелющие шары; *3* — измельчаемое шлифзерно

За критерий разрушаемости испытуемого зерна принято процентное содержание в продуктах его измельчения фракций, прошедших через контрольные сита на номер ниже испытуемых зернистостей. Значение разрушаемости (хрупкости) шлифзерна определяют по формуле $X = 100 - G/P \cdot 100\,\%$, где G — масса остатка зерен на ситах с размером стороны ячейки 1000 и 200 мкм в продуктах измельчения шлифзерна на приборе ПХЗ для зернистостей 125 и 25 соответственно, г; $P = 100 \pm 0{,}1$ — исходная масса навески шлифзерна, испытуемой на приборе, г. В табл. 4.50 приведены значения разрушаемости (хрупкости) различных абразивных материалов, полученные при их испытании по данному методу на данном приборе (см. рис. 4.34).

Из табл. 4.50 видно, что наиболее высокая разрушаемость (хрупкость) наблюдается для шлифматериала зернистостью 125 у карбида кремния зеленого, за ним следуют в порядке убывания черный карбид кремния и электрокорунд белый. Для шлифматериалов зернистостью 25 и 40 характерны более низкие значения разрушаемости и наблюдается обратная тенденция в порядке снижения разрушаемости от нормального электрокорунда (разрушаемость от 47,7 до 52,0 %) к карбиду кремния черному (разрушаемость от 46,8 до 47,2 %) и карбиду черному зеленому (разрушаемость от 41,0 до 44,5 %).

В последнее время усилиями авторов [10] в конструкцию прибора ПХЗ внесены некоторые дополнения, техническая новизна которых защищена автор-

Таблица 4.50

Разрушаемость абразивных материалов, определенная на приборе ПХЗ по данным [6]

Материал	Разрушаемость шлифматериалов разной зернистости, %		
	25	40	125
Монокорунд	42,4	38,5	–
Карбид кремния:		4	
зеленый	42,8–44,5	41,0–41,6	76,0
черный	46,8	47,2	70,0
Электрокорунд:			
белый	46,5–48,0	43,0–45,5	52,0
нормальный	51,0–52,0	47,7–49,0	53,0
Кварцевый песок (для сравнения)	–	77,5	–

скими свидетельствами, в частности, создан отдельный блок управления прибором. В ходе испытаний на этом модернизированном приборе шлифзерна зернистостью 25 и 125 нормального электрокорунда и черного карбида кремния авторами получены результаты, приведенные в табл. 4.51.

Из приведенных в табл. 4.51 данных следует, что масса испытуемой пробы шлифзерна влияет на достоверность результатов определения действительной и кажущейся хрупкости шлифзерна (при определении действительной хрупкости за 100 % принимали фактическую массу пробы, а при определении кажущейся хрупкости — нормируемую массу пробы 100 г). При таких испытаниях погрешность определения хрупкости по данным [10] обратно пропорциональна погрешности массы испытуемой пробы шлифзерна.

Таблица 4.51

Разрушаемость (хрупкость) шлифзерна нормального электрокорунда и черного карбида кремния, полученная на приборе ПХЗ авторами работы [10]

Испытуемый материал	Зернистость	Масса пробы, г	*G*, г	Хрупкость, %	
				действительная	кажущаяся
Электрокорунд нормальный	25	90	43,8	51,4	56,2
	25	100	48,5	–	51,5
	25	110	41,8	53,0	48,2
	125	90	43,2	52,0	56,8
	125	100	47,5	–	52,5
	125	110	53,5	51,0	46,5
Карбид кремния черный	25	90	44,7	50,3	55,3
	25	100	52,0	–	48,0
	25	110	58,1	47,2	41,9
	125	90	25,0	72,2	75,0
	125	100	29,1	–	70,9
	125	110	33,3	69,8	66,7

Метод определения разрушаемости шлифзерна включен в ГОСТ 28924–91, предусматривающий выполнение следующих операций: 1) подготовленная навеска испытуемого шлифзерна высыпается в барабаны устройства для определения разрушаемости зерна (каждую в отдельный барабан); 2) в барабаны загружают комплекты шариков из стали марки ШХ15, которые закрывают крышками; 3) включают устройство, задавая на счетчике следующие обороты: 800 — для зернистости 125 и 1060 — для зернистости 25; 4) после окончания вращения барабанов содержимое каждого барабана высыпают отдельно над калькой на разделительное сито и сами барабаны, шарики и разделительное сито тщательно очищают от продуктов измельчения над той же калькой; 5) измельченную навеску шлифзерна каждого барабана рассеивают в течение 5 мин на ситах с сетками, размеры стороны ячейки которых в свету 1000 и 200 мкм для зернистостей 125 и 25 соответственно; 6) после рассева материал с поддона и задержавшийся на сите раздельно высыпают на кальку и взвешивают. Потери исходной массы при выполнении указанных измерений — разница между исходной массой навески и суммарной массой продуктов измельчения — не должны превышать 1 г. Размах параллельных определений при доверительной вероятности $P = 0{,}95$ не должен превышать 2 %. Контроль массы мелющих шариков должен быть проведен через каждые пять—десять измерений.

4.7.5. Метод определения прочности единичного зерна абразивного материала

Прочность единичных зерен шлифматериалов является важной характеристикой шлифматериалов, определяющей в известной мере их режущие и шлифующие свойства. Для определения статической прочности единичных зерен на раздавливание ВНИИАШем предложен прибор ППЗР-2 [6]. На этом приборе при испытании используют фракции зернистостью 125 и 40, число испытуемых зерен каждой пробы составляет 100 штук, а зазор между рабочими валками — 400 и 100 мкм. Прочность единичных зерен на раздавливание различных абразивных материалов, определяемая средним значением статической нагрузки, разрушающей единичное зерно, показана в табл. 4.52.

Как можно видеть из анализа данных табл. 4.52, абразивные материалы в порядке убывания прочности их зерен (зернистость 40) можно расположить в следующий ряд: карбид кремния зеленый → карбид кремния черный → монокорунд → электрокорунд белый → электрокорунд нормальный. Для зерен зернистостью 125 убывание их прочности прослеживается в обратном порядке: электрокорунд нормальный → электрокорунд белый → карбид кремния черный → карбид кремния зеленый. К недостаткам описанного прибора можно отнести достаточно низкую его производительность. Для устранения этого недостатка авторами [10] разработана полная автоматизация работы прибора аналогичной конструкции, позволяющего проводить испытания в течение одной минуты 1000 зерен (зернистость 40–125) с выдачей результатов испытаний на электронное табло; общий вид модернизированного прибора и его структурная схема показаны на рис. 4.35. Работа прибора осуществляется следующим образом: проба испытуемого материала загружается в вибропитатель, из

Таблица 4.52

Статическая прочность единичных зерен различных абразивных материалов по данным [6]

Материал	Марка материала	Прочность, Н, для зернистостей	
		125	40
Карбид кремния:			
зеленый	63С	68,6	30,9
черный	54С	75,5	30,4
Электрокорунд:			
нормальный	15А	100,9	25,5
белый	24А	95,1	29,4
титанистый	37А	–	25,4
хромистый	33А	–	25,1
хромтитанистый	91А	–	27,8
Монокорунд	44А	–	29,9
Кварцевый песок	–	–	10,2

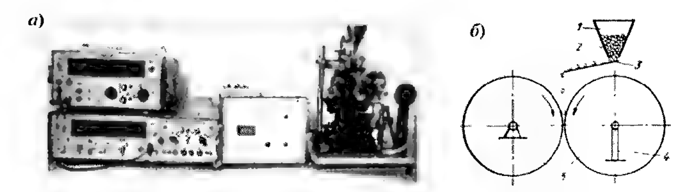


Рис. 4.35. Прибор ППЗР-2 конструкции ВНИИАШа для определения статической прочности единичных зерен абразивных материалов:

а – общий вид прибора; *б* – схема работы прибора: *1* – бункер для шлифматериала; *2* — шлифзерно; *3* — вибропитатель; *4* — упругая балка; *5* — ролики из твердого сплава

которого по заданной программе подаются строго по одному зерна исследуемого материала (см. рис. 4.35). Ролики разрушают зерно, а соответствующий датчик передает электрический сигнал, отражающий приложенное усилие, необходимое для разрушения зерна. Этот сигнал через преобразователь попадает в детектор, где анализируется, и после анализа на световом табло высвечивается численное значение усилия, разрушающего зерно. Результаты испытаний на таком приборе различных шлифматериалов ряда отечественных заводов показаны в табл. 4.53.

Из анализа данных табл. 4.53 следует, что все испытанные абразивные материалы можно расположить в порядке убывания прочности их единичных зерен в следующий ряд: монокорунд → зеленый карбид кремния → черный карбид кремния → хромтитанистый электрокорунд → хромистый электрокорунд → титанистый электрокорунд → нормальный электрокорунд. Следует также отметить, что материалы одного наименования, выпускаемые разными

Таблица 4.53

Прочность на раздавливание единичных абразивных зерен шлифматериалов различных отечественных заводов по данным [10]

Шлифматериал	Завод-изготовитель	Прочность единичных зерен, Н
Карбид кремния:		
зеленый	№ 1	30±5
	№ 2	28±3
черный	№1	30±3
Электрокорунд:		
нормальный	№ 2	25±3
	№ 3	25±3
белый	№ 4	25±3
	№ 3	24±3
титанистый	№ 5	26±3
хромистый	№ 5	27±3
хромтитанистый	№ 5	28±3
Монокорунд	№ 6	31±3
Кварцевый песок	Орловский карьер	10±1

заводами, отличаются по прочности единичных зерен. Воспроизводимость результатов, испытаний одной пробы числом зерен 1000 штук по данным [10] колеблется в пределах 2–4 %.

4.7.6. Метод определения абразивной и режущей способности абразивного зерна

Метод определения абразивной и режущей способности абразивного зерна, включенный в ГОСТ 28924–91, устанавливает порядок определения абразивной способности шлифпорошков зернистостью 12–4 и режущей способности микропорошков зернистостью М63–М5 из электрокорунда и карбида кремния.

Метод измерения заключается в истирании испытательного диска на притире с помощью водной суспензии испытуемого шлифматериала [6].

Абразивная способность, г, характеризует максимальную наработку зерен шлифпорошка до их полного износа при истирании стеклянного испытательного диска (стекло марки К 8) диаметром 110±0,1 мм.

Режущая способность, г/мин, характеризует наработку зерен шлифпорошка за 1 мин при истирании стеклянного испытательного диска.

Условия испытаний приведены в табл. 4.54.

В процессе подготовки к работе на устройстве "Шлиф" для определения абразивной и режущей способности шлифпорошков проводятся следующие операции: 1) визуальный осмотр состояния рабочей поверхности испытательного диска и притира; 2) при наличии дефектов (царапины, раковины, сколы) на рабочих поверхностях диска и притира их удаляют на чугунной дово-

Таблица 4.54

Условия испытаний абразивной и режущей способности

Условия испытаний	Значения для видов испытаний	
	Абразивная способность	Режущая способность
Число оборотов планшайбы	180±1	58±1
Масса груза, кг	1,50±0,01	5,30±0,01
Масса навески, г, для материала		
из электрокорунда	0,040±0,001	1,00±0,01
из карбида кремния	0,032±0,001	1,00±0,01

дочной плите абразивной суспензией (смесь шлифматериала SiC с водой), постепенно уменьшая зернистость SiC зеленого от зернистости 12 до зернистости испытуемого материала; затем испытуемый диск промывают водопроводной водой и насухо вытирают бязью; 3) с помощью поверочной линейки и набора щупов проверяется плоскостность поверхностей испытываемого диска и притира и при отклонении от плоскотности более 0,1 мм проводится доводка поверхностей на доводочной плите; 4) окончательная подготовка рабочих поверхностей диска и притира проводится на устройстве "Шлиф" испытуемыми шлиф- или микропорошками (для электрокорунда это зернистости 12–6, 5 и 4 или М63 и М50, а для карбида кремния — 12–6 и М63–М50 соответственно). Точность измерений: размах результатов параллельных определений при доверительной вероятности $P = 0,95$ не должен превышать: для абразивной способность шлифматериалов из электрокорунда — 0,002 г; для карбида кремния — 0,003 г; для режущей способности шлифматериалов из электрокорунда — 0,0015 г/мин; для карбида кремния — 0,002 г/мин. Если размах результатов параллельных определений превышает установленные значения, то результат этого измерения считают промахом и отбрасывают.

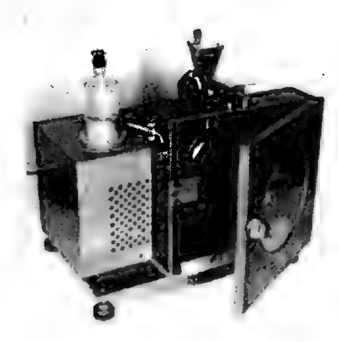


Рис. 4.36. Прибор РСЗ-2 для определения режущей способности шлифовальных материалов (общий вид)

Авторы [10] предложили метод определения режущей способности абразивных материалов, основанный на имитации работы абразивных зерен в шлифовальном круге и предусматривающий шлифование стального образца плотным слоем абразивных зерен, находящихся во вращающемся с заданной скоростью барабане. На этом принципе авторами [10] создан прибор РСЗ-2 (рис. 4.36), предназначенный для определения режущей способности шлифматериалов зернистостью 40–400 мкм. Прибор РСЗ-2 работает следующим образом: испытуемый материал засыпается в бункер питания, а в барабане закрепляется образец в виде стального стержня диаметром 25 мм и длиной 50 мм. Затем включается привод

барабана с одновременной подачей шлифматериала и охлаждающей жидкости. Точкой отсчета испытания является момент касания слоя уплотненного шлифматериала обрабатываемого образца. При этом режущую способность шлифматериала выражают отношением массы или объема сошлифованного материала ко времени обработки образца. Для измерения усилий резания и для его автоматического поддержания на заданном уровне служит специальный блок измерения и автоматики, работающий в автоматическом режиме.

В табл. 4.55 приведены результаты испытаний различных шлифматериалов на приборе РСЗ-2.

Таблица 4.55

Результаты испытания различных шлифматериалов на приборе РСЗ-2 по данным [10]

Марка шлифовального материала	Скорость резания, м/с	Время шлифования, мин	Линейный износ образца, мм	Режущая способность, мм^3/мин	Относительная ошибка среднего значения ($P = 0,9$ %)
63С8	25	25,4	7,1	1,37.	7,1
24А8	25	14,7	7,1	2,37	7,0
24А25	25	8,6	8,4	4,79	6,3
63С25	25	7,8	6,1	3,84	6,8
24А25	35	3,3	11,8	16,56	6,4
63С25	35	5,9	11,0	9,15	7,9
91А25	35	4,0	12,0	14,79	5,2
14А25	35	3,7	12,1	16,05	6,5
54С25	35	5,7	9,6	8,26	5,7
44А25	35	4,0	11,9	14,61	6,9
24А8	35	6,7	8,0	5,86	6,8
63С8	35	8,2	7,7	4,61	6,4

Из анализа данных табл. 4.55 видно, что наиболее высокой режущей способностью обладает белый электрокорунд 24А25, за ним следует электрокорунд нормальный 14А25, хромтитанистый электрокорунд 91А25 и монокорунд 44А25. Приведенные результаты были получены при шлифовании стали марки 65ГА с охлаждением 1 %-ным содовым водным раствором. Установлено, что режущая способность существенно зависит от скорости резания. Так, увеличение скорости резания с 25 до 35 м/с вызывает рост режущей способности шлифматериала в два-четыре раза; повышение зернистости шлифматериала также заметно увеличивает его режущую способность.

Исследования, проведенные авторами [10] на приборе РСЗ-2, позволили разработать ориентировочные нормы качества шлифматериалов отечественного производства по режущей способности и рекомендовать включить их в отраслевую нормативную документацию.

4.7.7. Метод определения износостойкости абразивного материала

Износостойкость абразивного материала характеризуется уровнем сопротивляемости абразивных зерен их механическому истиранию и согласно разработанной методике [6] определяется на стандартном приборе модели АСЗ-4

следующим образом: цилиндрической формы образцы диаметром 20 мм, изготовленные из шлифзерна размером 400–500 мкм на бакелитовой связке, устанавливают на чугунный диск с предварительно нанесенным на него слоем алмазно-масляной суспензии и притирают его в течение 10–15 мин, а затем измеряют линейный износ диска с точностью 0,005 мм микрометром марки 1ИГП. Среднее арифметическое значение величины линейного износа на основании 10–15 опытов называют износом материала, а величину, обратную линейному износу, — износостойкостью абразивного материала. Абразивщики используют значение относительной износостойкости $И_{отн} = И_{эт}/И_{обр}$, где $И_{эт}$ и $И_{обр}$ – линейный износ образца, принятого за эталон, и испытуемого образца соответственно. В качестве примера ниже приводятся значения относительной износостойкости, определенной авторами [6] по данной методике:

Вид абразивного материала	Относительная износостойкость
Кварцевый песок	1,0
Карбид бора	2,6
Карбид кремния	2,5
Карбид вольфрама	3,5
Наждак	1,3
Электрокорунды:	
нормальный	2,5
белый	2,7
хромистый	2,8
Монокорунд	3,0

4.7.8. Метод определения полирующей способности микропорошков и паст из абразивных материалов

Полирующая способность является важным эксплуатационным показателем микропорошков и паст, изготовляемых на их основе. Метод определения полирующей способности микропорошков, предложенный в работе [10], основан на относительном сравнении шероховатости поверхностей образцов, обработанных контрольным микропорошком при использовании одной общей методики обработки. Авторами [10] для оценки полирующей способности создан прибор "Луч" (рис. 4.37), принцип работы которого базируется на регистрации диффузионно-рассеянного компонента падающего на поверхность испытуемого образца светового потока: чем больше степень диффузионного рассеяния направленного светового потока, тем больше высота микронеровностей (шероховатость) на контролируемой поверхности полированного объекта. Ниже приводятся основные технические характеристики прибора "Луч":

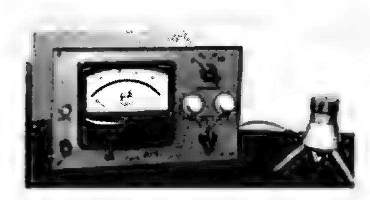


Рис. 4.37. Прибор "Луч" для измерения шероховатости поверхности материалов, обрабатываемых микропорошками и пастами, изготовленными на их основе (общий вид)

Предел измеряемой прибором шероховатости, мкм .... 20—0,25
Частота модуляции светового потока, Гц 500
Источник питания
 Напряжение, В 220
 Частота, Гц 50
Потребляемая мощность, Вт 30
Габаритные размеры прибора, мм .... 355×245×260
Масса прибора, кг 5

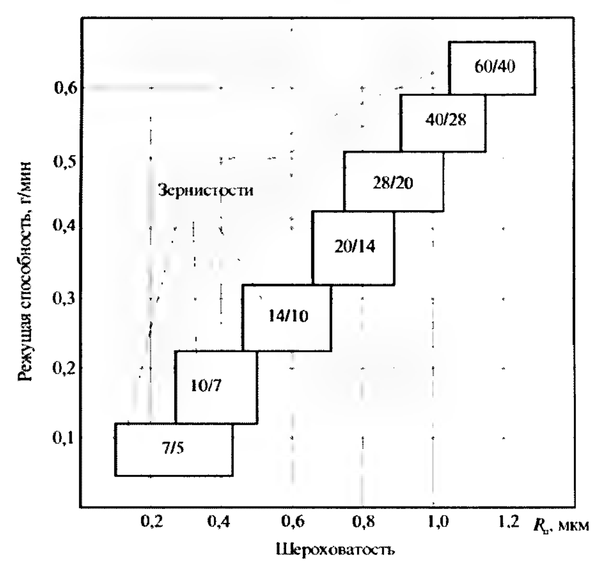


Рис. 4.38. Диаграмма для определения зернистости и эксплуатационных свойств микрошлифпорошков карбида кремния по [10]

При работе на приборе "Луч" авторами установлена четкая взаимосвязь между режущей способностью микропорошка, его зернистостью и степенью шероховатости обработанной им поверхности (рис. 4.38). Следует подчеркнуть, что шероховатость может быть определена также и с помощью профилометра.

4.7.9. Микромеханические характеристики и эксплуатационные свойства абразивных материалов

Для определения микромеханических характеристик абразивных материалов применяют метод их индентирования на приборе ПМТ-3 при помощи микровдавливания алмазной пирамиды Виккерса в поверхность испытуемой

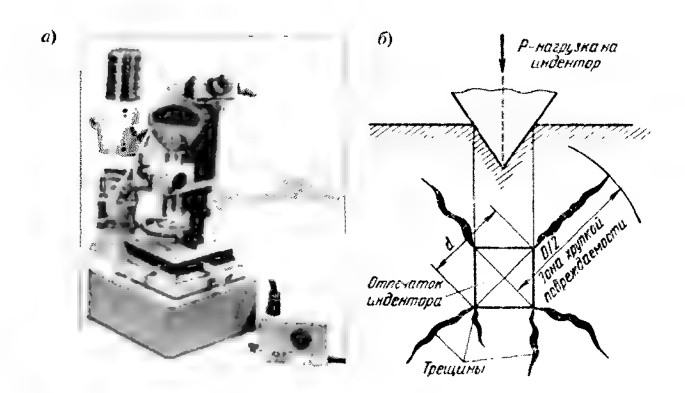


Рис. 4.39. Схема расположения зоны трещин и зоны хрупкой повреждаемости материала вокруг отпечатка алмазной пирамиды:
а — общий вид прибора ПМТ-3; *б* — схема определения механических свойств абразивного материала

пробы зерен абразива (рис. 4.39). При этом для оценки механических свойств служат микротвердость, микрохрупкость и микропрочность. Микротвердость определяется по формуле $H = 1854P/d^2$, где H — микротвердость, P — нагрузка на пирамиду, Н, d — диагональ отпечатка квадратной формы пирамиды Виккерса, мкм; микрохрупкость определяется по формуле $\Upsilon = D_{ср}^2 - d_{ср}^2 / D_{ср}^2$, где Υ — микрохрупкость, $D_{ср}$, $d_{ср}$ — средние арифметические размеры диагонали зоны повреждаемости и отпечатка. Определяемая по приведенной формуле микрохрупкость характеризует соотношение площади, ограниченной хрупким разрушением вокруг отпечатка (зона хрупкой повреждаемости и трещины на рис. 4.39, *б*), и площади самого отпечатка индентора. Микрохрупкость в сущности характеризует соотношение хрупких и пластических свойств материала, поскольку зона повреждаемости материала исключительно хрупкого происхождения, поэтому чем больше значение Υ, тем более хрупок материал. Под микропрочностью понимают напряжение σ, необходимое для образования единицы площади хрупкого разрушения вокруг отпечатка пирамиды и определяемое по формуле $\sigma = P/D_{ср}^2$. В табл. 4.56 приводятся механические свойства ряда абразивных материалов по данным [6]. Проведенное в работе [6] определение механических свойств абразивных материалов методом микроиндентирования показало, что наиболее хрупким абразивом является карбид бора, а наименее хрупким и наиболее прочным — монокорунд; наименьшей микропрочностью обладает нормальный электрокорунд (см. табл. 4.56).

В работе [10] методом микроиндентирования изучены микромеханические характеристики абразивных зерен разных марок размером 400—1250 мкм. Результаты этих исследований показали следующее: микротвердость, микрохрупкость и микропрочность абразивных материалов зависят от глубины проникновения

Таблица 4.56

Механические свойства абразивных материалов, определенные методом индентирования

Материал	Марка материала	Микро-твердость, ГПа	Микро-хрупкость	Микро-прочность, ГПа
Карбид:				
кремния зеленый	63С	30,4	5,6	2,45
кремния черный	54С	30,4	5,0	2,7
бора	–	38,2	8,0	2,25
Электрокорунд:				
нормальный	15А	21,6	5,3	1,91
белый	24А	22,6	3,6	2,65
хромистый	33А	23,0	3,6	2,7
титанистый	37А	22,6	3,6	2,7
хромтитанистый	91А	24,0	3,1	3,18
Монокорунд	44А	23,5	2,8	3,33
Кварцевый песок (для сравнения)	–	10,8	4,0	1,18

Примечание. Определения велись при нагрузке пирамиды, равной 0,98 Н.

алмазной пирамиды в поверхность шлифа (глубины отпечатка, сделанного алмазной пирамидой) (см. рис. 4.39—4.42). Большой цикл работ по данному вопросу реализован В.Ф. Бердиковым с сотрудниками [29—35]. Проведенный на основе этих работ анализ взаимосвязи механических свойств абразивных материалов

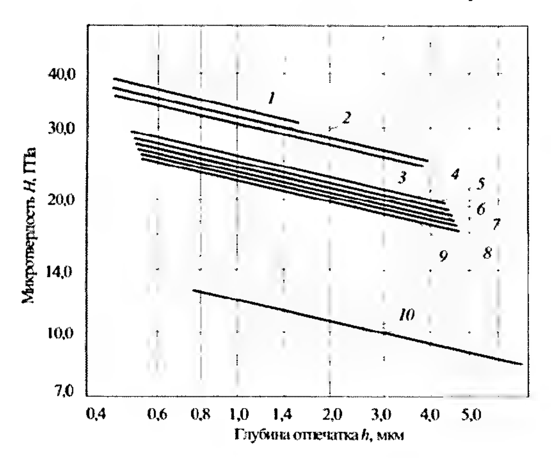


Рис. 4.40. Микротвердость H зерен различных абразивных материалов в зависимости от глубины h проникновения алмазной пирамиды в поверхность шлифа:
1 — WB; *2* — 54С; *3* — 64С; *4* — 34А; *5* — 45А; *6* — 24А; *7* — 15А; *8* — ZrC; *9* — WC; *10* — SiO_2

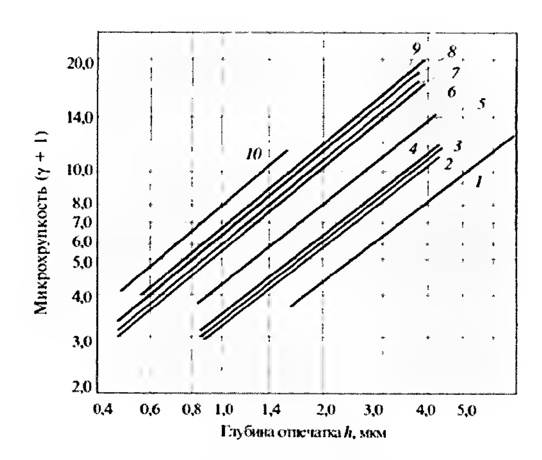


Рис. 4.41. Микрохрупкость (γ + 1)-зерен различных абразивных материалов:

1 — WB; *2* — 54C; *3* — 64C; *4* — 34A; *5* — 45A; *6* — 24A; *7* — 15A; *8* — ZrC; *9* — WC; *10* — SiO_2

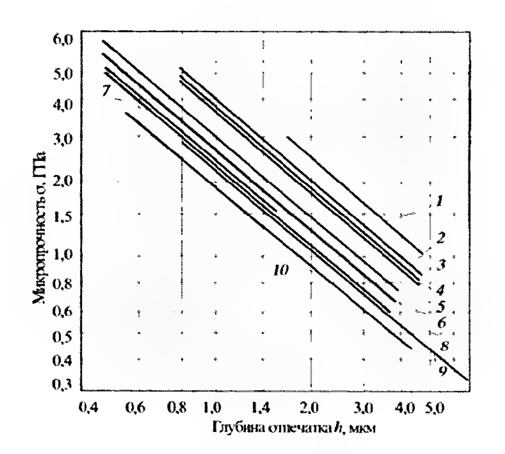


Рис. 4.42. Микропрочность σ зерен различных абразивных материалов:

1 — WB; *2* — 54C; *3* — 64C; *4* — 34A; *5* — 45A; *6* — 24A; *7* — 15A; *8* — ZrC; *9* — WC; *10* — SiO_2

с их эксплуатационными свойствами показал, что по мере уменьшения микрохрупкости и увеличения микропрочности повышаются износостойкость материала при микрорезании единичным зерном и режущая способность абразивных кругов, изготовленных из этих материалов. В табл. 4.57 приведены физико-механические характеристики шлифзерна и износ изготовленного из него круга, из анализа которых видно, что наиболее явная связь износа круга наблюдается с микропрочностью шлифовальных зерен, используемых для его

Таблица 4.57

Физико-механические характеристики шлифматериала и абразивного инструмента по данным [10]

Показатель	Электрокорунд зернистостью 40			
	белый	хромистый	титанистый	хромтитанистый
Прочность единичного зерна P, г/с	2550–2600	2650	2600	2850
Разрушаемость, %	43–46	45	43	45–47
Абразивная способность, г	0,0490	0,0510	0,0500	0,0550
Микротвердость, ГПа	21–23	23	23	24
Микрохрупкость	3,8–4,8	4,0	3,7	3,3
Микропрочность, ГПа	2,0–2,6	2,7	2,7	3,2
Износ абразивного круга, мм^3/мин	34,9	–	–	24,4

изготовления. Систематические исследования механических свойств абразивных материалов оксидной и карбидной групп показали, что по мере увеличения микропрочности абразивных зерен повышается их износостойкость при микрорезании и увеличивается удельная производительность кругов, изготовленных из этого материала. На этом основании авторы [10] рекомендуют показатель микропрочности использовать для прогнозирования эксплуатационных характеристик шлифматериалов и стойкости изготовляемых из них шлифинструментов.

4.7.10. Уровень качества отечественных абразивных материалов по сравнению с зарубежными аналогами по физико-механическим характеристикам

Начатая в работах [2, 8, 29–36] сравнительная оценка некоторых физико-механических свойств шлифовальных материалов отечественного и зарубежного производства с помощью разработанных новых методик, направленная на пересмотр действующих стандартов на шлифматериалы, была продолжена авторами работы [10], в которой представлены результаты испытаний физико-механических характеристик шлифматериалов пяти абразивных заводов России по сравнению с зарубежными шлифматериалами, выпускаемыми зарубежными фирмами США, Франции, ФРГ, Италии, Норвегии, Японии. Результаты этих исследований представлены в табл. 4.58.

Из анализа табл. 4.58 можно сделать следующие выводы: 1) механические свойства отечественных электрокорундовых материалов сравнимы с зарубежными (примерно одного уровня); 2) разрушаемость шлифзерна белого и хромистого электрокорундов отечественного производства отличается более высокими показателями по сравнению с зарубежными аналогами; 3) наиболее высокой

Таблица 4.58

Физико-механические характеристики шлифовальных материалов отечественного и зарубежного производства по данным [10]

Шлифовальный материал	Изготовитель шлиф-материала	Разрушаемость шлифзерен, % зернистостью		Прочность единичных зерен № 40 на раздавливание, Н	Механические свойства материала абразивных зерен (при $P = 1$ Н)		
		25	125		Микротвердость, ГПа	Микрохрупкость	Микропрочность, ГПа
Карбид кремния:							
зеленый	Россия	42–45	70–76	27,5–31,0	1,30	5,6–6,7	2,2–2,5
	Зарубежное производство	37–39	63–70	27,0–31,0	35,0	5,1–7,1	2,0–3,1
черный	Россия	45–52	66–70	28,0–31,0	31,0	5,0	2,75
	Зарубежное производство	–	62–65	–	35,0	5,1	3,1
Электрокорунд:							
нормальный	Россия	49–53	46–53	25,0–25,5	22,0	5,3	1,95
	Зарубежное производство	45–52	49–54	23,0–27,5	22–23,5	3,0–5,0	2,1–3,1
белый	Россия	46–51	47–52	24,0–25,0	23,0	3,6	2,7
	Зарубежное производство	54–59	56–65	23,5–24,5	23,5	3,8	2,65
титанистый	Россия	44–46	–	24,0–26,0	23,0	3,6	2,7
	Зарубежное производство	34–54	21–50	25,0–29,5	23,5–27,5	3,0–5,6	2,2–3,1
хромистый	Россия	45–47	–	25,0–27,0	24,0	3,6	2,8
	Зарубежное производство	–	45–46	23,0–25,0	23,5	3,2	3,0
хромтитанистый	Россия	43–45	–	28,0–30,0	24,5	3,1	3,25
	Зарубежное производство	–	–	–	–	–	–
Монокорунд	Россия	44–46	–	29,0–30,0	24,0	2,8	3,4

прочностью зерен отличаются монокорунд и хромтитанистый электрокорунд; 4) карбидкремниевые шлифматериалы отечественного и зарубежного производства по разрушаемости и прочности единичных зерен имеют примерно одинаковые показатели.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. **Каменцев М.В.** Искусственные абразивные материалы. М.: Машгиз, 1950. 175 с.

2. Производство абразивных материалов / А.С. Полубелова, В.Н. Крылов, В.В. Карлин, И.С. Ефимова. Л.: Машиностроение, 1968. 180 с.

3. **Кац И.С.** Основные закономерности процесса получения карбида кремния в промышленной электропечи сопротивления // Труды ВНИИАШ. Л., 1975. С. 44–51.

4. **Гаршин А.П., Гропянов В.М., Лагунов Ю.В.** Абразивные материалы. Л.: Машиностроение, 1983. 231 с.

5. **Зарецкая Г.М., Лавров И.В., Филоненко Н.Е.** Искусственные абразивные материалы под микроскопом. Фазовый состав и микроструктура. Л.: Недра, 1981. 160 с.

6. Основы проектирования и технология изготовления абразивного и алмазного инструмента / Ю.М. Ковальчук, В.А. Букин, Б.А. Глаговский и др. М.: Машиностроение, 1984. 288 с.

7. **Порада А.Н., Гасик М.И.** Электротермия неорганических материалов. М.: Металлургия, 1990. 232 с.

8. Абразивные материалы и инструменты / В.И. Муцянко, П.А. Гаврилов, Б.А. Глаговский и др.; НИИМ. М., 1976. 392 с.

9. **Казаков В.Г., Равикович В.В., Кураков А.И.** Процессы и аппараты производства тонких порошков из абразивных материалов / УПНЦ "Энергомаш". М., 1996. 326 с.

10. **Пушкарев О.И., Шумячер В.М.** Методы и средства контроля физико-механических характеристик абразивных материалов / ВолгГАСУ. Волгоград, 2004. 144 с.

11. Эльбор в машиностроении / В.С. Лысанов, В.А. Букин, Б.А. Глаговский и др. Л.: Машиностроение, 1978. 280 с.

12. **Mehrwald K.N.** SiC Patentubersicht // Ber. Dtsch. Keram. Ges. 1969. Bd. 46, N 10. S. 593–600.

13. **Глазачев В.С., Прозоров Е.Н.** Шахтная печь для прокалки мелкодисперсных материалов // Огнеупоры. 1987. № 5. С. 33–35.

14. Технология неорганических порошковых материалов и покрытий функционального назначения / Ю.П. Удалов, А.М. Германский, В.А. Жабреев и др.; ООО "Янус". СПб., 2001. 428 с.

15. Влияние различных модификаций ZrO_2 на физико-механические свойства циркониевого электрокорунда / А.С. Зубов, В.Е. Гладков, А.А. Фотиев, Н.Б. Жеханова и др. // Изв. АН СССР. Неорганические материалы. 1985. Т. 21, № 4. С. 616–619.

16. **Жеханова Н.Б., Гладков В.Е., Фотиев А.А.** Формирование структуры сплава Al_2O_3 с ZrO_2 в неравновесных условиях // Огнеупоры. 1986. № 5. С. 20–23.

17. Влияние добавок оксидов титана и кальция на полиморфизм ZrO_2 при плавлении смеси $Al_2O_3 + ZrO_2$ / В.Е. Гладков, Н.Б. Жеханова, А.А. Фотиев и др. // Изв. АН СССР. Неорганические материалы. 1985. Т. 21, № 3. С. 435–438.

18. **Васильев И.П., Зарецкая Г.М., Ларионова В.В.** Циркониевый электрокорунд с тонкокристаллической эвтектической структурой / ЛенЦНТИ // Труды ВНИИАШ. СПб., 1992. С. 41–45.

19. **Stevens R.** Zirconia: Second phase transformation toughening of ceramics // Trans. and J. Brit. Ceram. Soc. 1981. Vol. 80, N 3. P. 81–85.

20. **Lange F.F.** Transformation toughening. Pt. 4. Fabrication, fracture toughness and Strength of Al_2O_3 Composites // J. Mater. Sci. 1982. Vol. 17, N 1. P. 247–254.

21. Фазовые превращения при получении корундовых материалов по золь–гель-технологии / В.И. Могиленский, С.А. Молчанов, Ф.С. Каплан и др. / ЛенЦНТИ // Труды ВНИИАШ. СПб., 1992. С. 36–40.

22. Некоторые особенности кристаллизации микрошлифпорошков корунда в процессе гидротермального синтеза / В.Г. Казаков, С.А. Молчанов, В.В. Равикович и др. / ЛенЦНТИ // Труды ВНИИАШ. СПб., 1992. С. 46–52.

23. Керамика для машиностроения / А.П. Гаршин, В.М. Гропянов, Г.П. Зайцев, С.С. Семенов; ООО "Моснаучтехлитиздат". М., 2003. 386 с.

24. Физико-механические характеристики микрошлифпорошков гидротермального корунда / С.А. Молчанов, В.Г. Казаков, В.В. Равикович и др. / ЛенЦНТИ // Труды ВНИИАШ. СПб., 1992. С. 53–57.

25. Roy R.I.J. Phase Egrilibria in the system $MgO–Al_2O_3–SiO_2–H_2O$ // Amer. Ceram. Soc. 1969. Vol. 52, N 2b. P. 344.

26. **Борисенко А.И.** Проблемы химии силикатов. Л.: Наука, 1974. С. 268–272.

27. **Сычев М.М.** Перспектива использования золь—гель-метода в технологии неорганических материалов // Журнал прикладной химии. 1990. Т. 63, № 3. С. 489–499.

28. Об образовании твердого раствора оксида магния в оксиде алюминия / Т.П. Никитина, И.П. Васильев, Э.Л. Луценко и др. // Труды ВНИИАШ. Л., 1988. С. 22–30.

29. **Бердиков В.Ф., Пушкарев О.И., Леонидов Л.Д.** Сравнительная оценка некоторых физико-механических свойств шлифовальных материалов // Абразивы. 1981. № 8. С. 11–14.

30. Исследование микропрочностных характеристик и износостойкости композитов на основе эльбора / В.Ф. Бердиков, В.С. Нешпор, О.И. Пушкарев, Л.П. Стрельцова // Абразивы. 1982. № 4. С. 14–16.

31. Исследование механических свойств материалов на основе алмаза методом микровдавливания / В.Ф. Бердиков, О.И. Пушкарев, Ю.И. Артемьева, Г.А. Адлер // Сверхтвердые материалы. 1983. № 5. С. 21–23.

32. **Бердиков В.Ф., Пушкарев О.И., Генделев С.Ш.** Хрупкие свойства и износостойкость поверхностных слоев горячепрессованных марганец-цинковых ферритов // Порошковая металлургия. 1983. № 4. С. 67–71.

33. **Бердиков В.Ф., Пушкарев О.И.** Исследование поверхностной хрупкости по диаграмме вдавливания // Физика разрушения: Тез. докл. всесоюз. конф. Киев, 1985. С. 146–148.

34. **Бердиков В.Ф., Пушкарев О.И.** Испытания хрупких материалов методом микроиндентирования // Проблемы прочности. 1985. № 9. С. 136–140.

35. **Бердиков В.Ф., Пушкарев О.И.** Применение критериев прочности и трещиностойкости для прогнозирования работоспособности, контроля технологии и качества высокотвердых материалов методом микровдавливания // Методы и средства определения твердости материалов и изделий: Сб. Материалы всесоюз. конф. Иваново, 1990. С. 45–46.

36. **Глаговский Б.А., Ройтштейн Г.Ш., Яшин В.А.** Контрольно-измерительные приборы и основы автоматизации производства абразивных инструментов. Л.: Машиностроение, 1980. 287 с.

37. **Куликова Л.Н., Надеева И.В.** Корреляционная зависимость распределения хрома и титана в хромотитанистом электрокорунде // Огнеупоры и техническая керамика. 2005. № 5. С. 15–17.

38. **Танхельсон Б.М., Линдунен Л.И.** Методы контроля технологических параметров и схема управления процессом плавки нормального электрокорунда // Труды ВНИИАШ. СПб., 1992. С. 25–31.

39. **Сохор М.И., Карлин В.В.** Твердофазные взаимодействия глинозема с комбинированными добавками оксидов титана и магния // Труды ВНИИАШ. 1983. № 1. С. 11–19.

40. **Згонник Н.П., Сохор М.И., Хазанова А.И.** Влияние параметров термической обработки на концентрацию твердых растворов в легированных электрокорундах и на окраску абразивного инструмента из них // Абразивы. 1979. Вып. 9. С. 8–11.

41. **Сохор М.И.** Рентгеновское исследование твердых растворов титана в корунде // Абразивы. 1960. Вып. 27. С. 21–30.

42. **Сохор М.И.** Рентгеновское исследование титанистых электрокорундов в микропорошках // Абразивы и алмазы. 1964. Вып. 1. С. 23–26.

43. **Филоненко Н.Е.** Соединения титана в электрокорунде // Труды пятого совещания по экспериментальной и технической минералогии и петрографии, 26–31 марта 1956 г. М., 1958. С. 452–461.

44. **Карлин В.В., Хижняк Н.П., Кочергина Н.А.** Электрокорундовые сферы — перспективный абразивный и огнеупорный материал // Труды ВНИИАШ. 1983. № 1. С. 8–11.

45. Технология неорганических порошковых материалов и покрытий функционального назначения / Ю.П. Удалов, А.М. Германский, В.А. Жабреев и др.; ООО "Янус". СПб., 2001. 428 с.

46. Золь—гель-технология: Учеб. пособие / В.А. Жабреев, В.А. Мошников, Ю.М. Таиров и др. СПб.: Изд-во СПбГЭТУ "ЛЭТИ", 2005. 156 с.

47. **Шилов В.В., Шилова О.А., Гомза Ю.П.** Современные представления о фрактальной структуре нанокомпозитов, получаемых золь—гель-методом // Химические нанотехнологии и функциональные наноматериалы. СПб.: РЕСТЕК, 2003. С. 18—20.

48. Использование золь—гель-технологии в производстве тонкопленочных газовых сенсоров / Ю.З. Бубнов, Л.Ф. Чепик, О.А. Шилова, Л.Н. Вишевник // Температуроустойчивые функциональные покрытия. Ч. 1 / ООП НИИХ СПбГУ. СПб., Труды XVII Совещания по температуроустойчивым функциональным покрытиям. 1997. С. 99—104.

49. **Ермолаева А.И., Кошелев Н.И.** Синтез золь—гель-методом многокомпонентных стекловидных диэлектрических материалов для целей микроэлектроники // Перспективные материалы. 1997. № 1. С. 40—43.

50. Золь—гель-синтез ионопроводящих композитов и использование их для суперконденсаторов / В.В. Шилов, О.А. Шилова, Л.Н. Ефимова и др. // Перспективные материалы. 2003. № 3. С. 31—37.

51. Нанотехнология в ближайшем десятилетии. Прогноз направления исследований / Пер. с англ. М.: Мир, 2002.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. **Кремень З. И., Юрьев В. Г., Бабошкин А. Ф.** Технология шлифования в машиностроении. СПб. : Политехника, 2007.

2. **Стратиевский И. Х., Юрьев В. Г., Зубарев Ю. М.** Абразивная обработка: справочник. М. : Машиностроение, 2010.

3. **Зубарев Ю. М., Приемышев А. В.** Теория и практика повышения эффективности шлифования материалов. М., 2010.

4. **Каллистер У., Ретвич Д.** Материаловедение: от технологии к применению (металлы, керамика, абразивы, полимеры) : пер. с англ. / под ред. Я. М. Малкина. СПб. : Научные основы и технологии, 2011.

5. **Макаров В. Ф.** Современные методы высокоэффективной абразивной обработки жаропрочных сталей и сплавов : учеб. пособие. СПб. : Лань, 2013.

6. Высокоэффективные технологии обработки: монография / С. Н. Григорьев, М. А. Власова, А. Р. Маслов [и др.]; под общ. ред. С. Н. Григорьева. М.: Машиностроение. 2014. С. 10—59.